



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Dirección General de Estudios de Posgrado
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y
Geográfica
Unidad de Posgrado

Recuperación de plata de los relaves de flotación, mediante la lixiviación en la Empresa Administradora Cerro SAC

TESIS

Para optar el Grado Académico de Magíster en Ingeniería
Metalúrgica con mención en Metalurgia Extractiva

AUTOR

Américo Suazo RAMOS HURTADO

ASESOR

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2019



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Ramos, A. (2019). *Recuperación de plata de los relaves de flotación, mediante la lixiviación en la Empresa Administradora Cerro SAC*. Tesis para optar grado de Magíster en Ingeniería Metalúrgica con mención en Metalurgia Extractiva. Unidad de Posgrado, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.

HOJA DE DATOS COMPLEMENTARIOS

CODIGO ORCID DEL AUTOR: No tengo

CODIGO ORCID DEL ASESOR: 0000-0001-7411-3866

DNI: 20720197

GRUPO DE INVESTIGACIÓN: TRABAJO INDIVIDUAL

INSTITUCIÓN QUE FINANCIA PARCIAL O TOTALMENTE LA INVESTIGACIÓN: Financiamiento propio.

UBICACIÓN GEOGRÁFICA DONDE SE DESARROLLÓ LA INVESTIGACIÓN. DEBE INCLUIR LOCALIDADES Y COORDENADAS GEOGRÁFICAS

Urbanización Pio Pata, distrito de El Tambo, provincia de Huancayo, departamento Junín.

Coordenadas: 12°03'01"S 75°13'17"O.

AÑO O RANGO DE AÑOS QUE LA INVESTIGACIÓN ABARCÓ:

JULIO 2018 - ABRIL 2019



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

SUSTENTACIÓN PÚBLICA

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos-Lima, a los dieciocho días del mes de junio del 2019, siendo las 16:00 horas, se reúnen los suscritos miembros del JURADO EXAMINADOR DE TESIS, nombrado mediante Dictamen N.º 371/UPG-FIGMMG/2019 del 08 de junio del 2019, con la finalidad de evaluar la sustentación oral de la siguiente tesis:

TÍTULO

«RECUPERACIÓN DE PLATA DE LOS RELAVES DE FLOTACIÓN, MEDIANTE LA LIXIVIACIÓN EN LA EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC»

Que, presenta el Bach. **AMÉRICO SUAZO RAMOS HURTADO**, para optar el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER EN INGENIERÍA METALÚRGICA CON MENCIÓN EN METALURGIA EXTRACTIVA**.

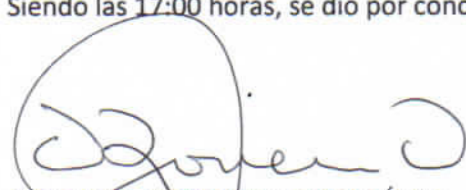
El secretario del Jurado Examinador de la Tesis, analiza el expediente N.º 09516-FIGMMG-2017 del 23 de octubre del 2017, en el marco legal y Estatutario de la Ley Universitaria, acreditando que tiene todos los documentos y cumplió con las etapas del trámite según el «Reglamento de los Estudios de Maestría y Doctorado».

Luego de la Sustentación de la Tesis, los miembros del Jurado Examinador procedieron a aplicar la escala descrita en el Art. 61 del precitado Reglamento, correspondiéndole al graduando la siguiente calificación:

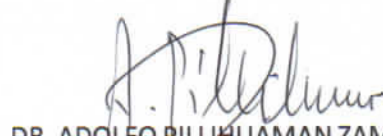
Bueno (16)

Habiendo sido aprobada la sustentación de la Tesis, el Presidente recomienda a la Facultad se le otorgue el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER EN INGENIERÍA METALÚRGICA CON MENCIÓN EN METALURGIA EXTRACTIVA** al Bach. **AMÉRICO SUAZO RAMOS HURTADO**.

Siendo las 17:00 horas, se dio por concluido al acto académico


MG. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Presidente


MG. ROSA AMELIA CORONADO FALCÓN
Secretaria


DR. ADOLFO PILLIHUAMAN ZAMBRANO
Miembro


DR. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Asesor

DEDICATORIA

A la memoria de mi familia en general, especialmente de mis padres Francisca y Félix, como muestra de gratitud, por la invalorable ayuda en mi formación personal y logro de mis aspiraciones.

A la Universidad Nacional del Centro del Perú, por ser el primer centro de estudios superior para mi formación profesional.

AGRADECIMIENTO

Agradecer a Dios por haberme iluminado en todo momento, dejo constancia mi agradecimiento a la empresa Administradora Cerro S.A.C. por haberme permitido participar en la evaluación del mineral complejo pirita-plata durante el tiempo que estuve laborando y al Dr. Vidal Sixto Aramburú Rojas, asesor del presente trabajo de investigación; quien me brindó su invalorable apoyo en el presente trabajo de tesis de grado magister.

Así mismo a los ingenieros Marco Coronel Soto y Juan Arias Laguna por otorgarme información técnica que sirvieron como antecedentes para impulsar el presente trabajo de tesis.

Finalmente al personal empleado y obrero de la planta piloto de Yauris de la Universidad Nacional del Centro del Perú que me permitieron y apoyaron a utilizar las instalaciones y equipos de laboratorio para llevar a cabo los experimentos de este trabajo de tesis.

INDICE

| | |
|------------------|------|
| Dedicatoria | ii |
| Agradecimiento | iii |
| Indice | iv |
| Lista de tablas | viii |
| Lista de figuras | xii |
| Resumen | xiv |
| Abstract | xv |
| Nomenclatura | xvi |

CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

| | |
|---------------------------------------|---|
| 1.1 Situación problemática | 1 |
| 1.2 Formulación del problema | 2 |
| 1.2.1 Problema general | 2 |
| 1.2.2 Problemas específicos | 3 |
| 1.3 Justificación de la investigación | 3 |
| 1.3.1 Justificación teórica | 3 |
| 1.3.2 Justificación práctica | 3 |
| 1.3.3 Justificación social | 4 |
| 1.4 Objetivos de la investigación | 4 |
| 1.4.1 Objetivo general | 4 |
| 1.4.2 Objetivos específicos | 4 |
| 1.5 Hipótesis y variables | 5 |

| | |
|---------------------------------------|---|
| 1.5.1 Hipótesis general | 5 |
| 1.5.2 Hipótesis específicas | 5 |
| 1.5.3 Identificación de variables | 5 |
| 1.5.4 Operacionalización de variables | 6 |

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

| | |
|---|----|
| 2.1 Marco filosófico o epistemológico de la investigación | 9 |
| 2.2 Antecedentes | 11 |
| 2.3 Bases teóricas | 15 |
| 2.4 Marco conceptual | 27 |

CAPÍTULO III: METOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN

| | |
|--|----|
| 3.1 Tipo y diseño de la investigación. | 29 |
| 3.2 Unidad de análisis | 31 |
| 3.3 Población de estudio | 31 |
| 3.4 Tamaño de muestra | 31 |
| 3.5 Selección de muestra | 32 |
| 3.6 Técnica de recolección de datos | 32 |
| 3.7 Análisis e interpretación de la información | 32 |
| 3.8 Procedimiento metodológico de la investigación | 32 |

CAPÍTULO IV: PRUEBAS EXPERIMENTALES

| | |
|---|----|
| 4.1 Análisis mineralógico de la muestra | 34 |
| 4.1.1 Caracterización mineralógica | 34 |

| | |
|---|----|
| 4.1.2 Caracterización mineralógica de los productos obtenidos por flotación | 34 |
| 4.1.3 Examen microscópico | 36 |
| 4.1.4 Mineralogía de la plata | 37 |
| 4.2 Pruebas preliminares de lixiviación | 41 |
| 4.2.1 Objetivos de las pruebas preliminares | 41 |
| 4.2.2 Procedencia de la muestra | 42 |
| 4.2.3 Análisis Químico | 42 |
| 4.2.4 Análisis granulométrico y por MLA de la muestra | 43 |
| 4.2.5 Procedimiento | 46 |
| 4.2.6 Condiciones de las pruebas | 46 |
| 4.2.7 Resultados de las pruebas | 48 |
| 4.2.8 Comentarios de resultados obtenidos | 56 |
| 4.3 Pruebas finales de lixiviación | 57 |
| 4.3.1 Objetivos de las pruebas de investigación | 57 |
| 4.3.2 Procedencia de la muestra | 57 |
| 4.3.3 Análisis Químico | 58 |
| 4.3.4 Análisis granulométrico de la muestra | 58 |
| 4.3.5 Procedimiento | 59 |
| 4.3.6 Condiciones de las pruebas | 61 |
| 4.3.7 Determinación de resultados | 62 |
| 4.3.8 Comentarios de los resultados obtenidos | 87 |
| 4.4 Interpretación de resultados | 88 |
| 4.5 Justificación económica | 88 |

| | |
|--------------------------|----|
| CONCLUSIONES | 89 |
| RECOMENDACIONES | 90 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍA | 91 |
| ANEXOS | 93 |

LISTA DE TABLAS

| | | |
|-------------|--|----|
| Tabla N° 1 | Matriz de variables de los experimentos | 7 |
| Tabla N° 2 | Energía de activación para la reacción de disolución de plata en soluciones de cianuro | 20 |
| Tabla N° 3 | Lixiviación llevada a cabo por la empresa | 22 |
| Tabla N° 4 | Análisis granulométrico de muestras utilizadas para la lixiviación | 23 |
| Tabla N° 5 | Influencia de la granulometría en mineral con pirita en la lixiviación | 25 |
| Tabla N° 6 | Lixiviación clorurante del mineral de pirita | 26 |
| Tabla N° 7 | Resultados de la lixiviación | 26 |
| Tabla N° 8 | Tipo y Diseño de Investigación | 30 |
| Tabla N° 9 | Resultados de los productos de flotación | 35 |
| Tabla N° 10 | Composición mineralógica aproximada del mineral | 38 |
| Tabla N° 11 | Textura mineralógica del mineral compuesto | 38 |
| Tabla N° 12 | Fases reducidas | 40 |
| Tabla N° 13 | Fases oxidadas | 41 |
| Tabla N° 14 | Análisis químico de la muestra a lixiviar | 43 |
| Tabla N° 15 | Análisis granulométrico de la muestra en investigación | 43 |
| Tabla N° 16 | Variables fijas en la lixiviación | 47 |
| Tabla N° 17 | Variables de estudio en la lixiviación | 47 |
| Tabla N° 18 | Balance de plata | 48 |
| Tabla N° 19 | Alcalinización y pre oxidación para lixiviación con NaCN a 3600 ppm | 50 |
| Tabla N° 20 | Consumo de reactivos para la lixiviación a 3600 ppm de NaCN | 50 |

| | | |
|-------------|--|----|
| Tabla N° 21 | Extracción de Ag en la solución rica con 3600 ppm de NaCN | 50 |
| Tabla N° 22 | Alcalinización y pre oxidación para lixiviación con NaCN a 5500 ppm | 52 |
| Tabla N° 23 | Consumo de reactivos para la lixiviación a 5500 ppm de NaCN | 52 |
| Tabla N° 24 | Extracción de Ag en la solución rica con 5500 ppm de NaCN | 52 |
| Tabla N° 25 | Alcalinización y pre oxidación para lixiviación con NaCN a 7000 ppm | 54 |
| Tabla N° 26 | Consumo de reactivos para la lixiviación a 7000 ppm de NaCN | 54 |
| Tabla N° 27 | Extracción de Ag en la solución rica con 7000 ppm de NaCN | 54 |
| Tabla N° 28 | Leyes de solución rica (mg) | 55 |
| Tabla N° 29 | Cianuro libre equivalente | 56 |
| Tabla N° 30 | Consumo de reactivos de pruebas preliminares | 56 |
| Tabla N° 31 | Variables de lixiviación con mejor recuperación de plata | 57 |
| Tabla N° 32 | Análisis químico de la muestra a lixiviar | 58 |
| Tabla N° 33 | Análisis granulométrico de la muestra en investigación | 58 |
| Tabla N° 34 | Matriz del diseño con nivel inferior y superior | 59 |
| Tabla N° 35 | Matriz de nivel de diseño y nivel experimental para las variables independientes | 61 |
| Tabla N° 36 | Variables fijas en la lixiviación | 62 |
| Tabla N° 37 | Variables de estudio en la lixiviación | 62 |
| Tabla N° 38 | Alcalinización y pre oxidación para 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 63 |
| Tabla N° 39 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 63 |
| Tabla N° 40 | Extracción de Ag en la solución rica con 6,00 kg/t de NaCN y | 64 |

| | | |
|-------------|---|----|
| | 40,00 °C | |
| Tabla N° 41 | Alcalinización y pre oxidación para 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 65 |
| Tabla N° 42 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 65 |
| Tabla N° 43 | Extracción de Ag en la solución rica con 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 66 |
| Tabla N° 44 | Alcalinización y pre oxidación para 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 67 |
| Tabla N° 45 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 67 |
| Tabla N° 46 | Extracción de Ag en la solución rica con 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 68 |
| Tabla N° 47 | Alcalinización y pre oxidación para 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 69 |
| Tabla N° 48 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 69 |
| Tabla N° 49 | Extracción de Ag en la solución rica con 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 70 |
| Tabla N° 50 | Alcalinización y pre oxidación para 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C | 71 |
| Tabla N° 51 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C | 71 |
| Tabla N° 52 | Extracción de Ag en la solución rica con 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C | 72 |
| Tabla N° 53 | Alcalinización y pre oxidación para 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C | 73 |
| Tabla N° 54 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C | 73 |

| | | |
|-------------|---|----|
| Tabla N° 55 | Extracción de Ag en la solución rica con 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C | 74 |
| Tabla N° 56 | Alcalinización y pre oxidación para 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 75 |
| Tabla N° 57 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 75 |
| Tabla N° 58 | Extracción de Ag en la solución rica con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 76 |
| Tabla N° 59 | Alcalinización y pre oxidación para 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 77 |
| Tabla N° 60 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 77 |
| Tabla N° 61 | Extracción de Ag en la solución rica con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 78 |
| Tabla N° 62 | Alcalinización y pre oxidación para 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 79 |
| Tabla N° 63 | Consumo de reactivos para la lixiviación con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 79 |
| Tabla N° 64 | Extracción de Ag en la solución rica con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 80 |
| Tabla N° 65 | Respuestas según cinética de extracción | 81 |
| Tabla N° 66 | Constantes de la ecuación matemática | 82 |
| Tabla N° 67 | Análisis de varianza del modelo | 83 |
| Tabla N° 68 | Análisis de varianzas del desajuste | 83 |
| Tabla N° 69 | Respuestas según modelo matemático | 84 |
| Tabla N° 70 | Recuperaciones de plata por modelamiento matemático | 85 |

LISTA DE FIGURAS

| | | |
|--------------|--|----|
| Figura N° 1 | Efecto de la concentración de cianuro sobre la rapidez de disolución de la plata | 17 |
| Figura N° 2 | Efecto de pH sobre la rapidez de disolución de plata en KCN | 19 |
| Figura N° 3 | Diagrama de flujo de la cianuración del relave | 42 |
| Figura N° 4 | Granos de freibergita y argentita finamente diseminados en pirita | 44 |
| Figura N° 5 | Granos de argentita incluidos en pirita | 44 |
| Figura N° 6 | Grano de argentita en ensamble simple con pirita | 45 |
| Figura N° 7 | Granos de persita y freibergita asociados a tenantita y tetraedrita | 45 |
| Figura N° 8 | Secuencia para la cianuración | 46 |
| Figura N° 9 | Cinética de reacción química | 49 |
| Figura N° 10 | Recuperación de Ag en solución con NaCN a 3600 ppm | 51 |
| Figura N° 11 | Recuperación de Ag en solución con NaCN a 5500 ppm | 53 |
| Figura N° 12 | Recuperación de Ag en solución con NaCN a 7000 ppm | 55 |
| Figura N° 13 | Estructura de diseño hexagonal con valores codificados | 60 |
| Figura N° 14 | Estructura de diseño hexagonal con valores experimentales | 60 |
| Figura N° 15 | Recuperación de Ag en solución con 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C | 64 |
| Figura N° 16 | Recuperación de Ag en solución con 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 66 |
| Figura N° 17 | Recuperación de Ag en solución con 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C | 68 |
| Figura N° 18 | Recuperación de Ag en solución con 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 | 70 |

| | | |
|--------------|--|----|
| | °C | |
| Figura N° 19 | Recuperación de Ag en solución con 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 | 72 |
| | °C | |
| Figura N° 20 | Recuperación de Ag en solución con 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 | 74 |
| | °C | |
| Figura N° 21 | Recuperación de Ag en solución con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 | 76 |
| | °C | |
| Figura N° 22 | Recuperación de Ag en solución con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 | 78 |
| | °C | |
| Figura N° 23 | Recuperación de Ag en solución con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 | 80 |
| | °C | |
| Figura N° 24 | Análisis gráfico espacial de respuesta | 86 |
| Figura N° 25 | Análisis gráfico de superficie | 87 |

RESUMEN

En el presente trabajo de Tesis se estudió la lixiviación del relave de un mineral piritoso con alto contenido de plata, denominado mineral pirita-plata. El relave se encuentra en el depósito de relaves de la empresa Administradora Cerro S.A.C. (en adelante, la empresa). El relave es un material antiguo como resultado del proceso de flotación en los años 2011 y 2012 con alto contenido de plata (mayor a 5 oz/t). El interés por recuperar el metal valioso de este relave conlleva al proceso de lixiviación como alternativa inmediata, por lo tanto, se presenta como objetivo continuar con los experimentos y estudios realizados por la empresa, de allí que se considera lixiviar este material teniendo en cuenta los mejores resultados obtenidos como antecedentes.

La lixiviación del relave se llevó a cabo a la granulometría en la que se encuentra en el depósito, sin incurrir a mayor liberación para fines de factibilidad de tratamiento en el mediano plazo.

Los experimentos de lixiviación se orientaron a encontrar una recuperación óptima de plata determinando la concentración ideal de cianuro de sodio y con ello interactuar en condiciones diferentes de temperatura, para ello, entre estas dos variables se utiliza el diseño hexagonal para determinar un óptimo, teniendo como resultado la recuperación plata de 50,06 % con un consumo de NaCN de 4,8 kg/t a 5 500 ppm de concentración y a una temperatura de 40 °C. La importancia de los aportes de investigación para su mejor tratamiento a este relave obedece a que existe como stock un millón de toneladas con un promedio de ley de por encima de 5,0 oz/t.

Palabras claves: Recuperación, plata, relave y lixiviación.

ABSTRACT

In the present work of Thesis was studied the leaching of the tailings of a mineral piritoso with high content of silver, called mineral pyrite-silver. The tailings are located in the tailings deposit of the company Administradora Cerro S.A.C. (hereinafter, the company). Tailing is an old material as a result of the flotation process in 2011 and 2012 with high silver content (greater than 5 oz / t). The interest in recovering the valuable metal from this tailings leads to the leaching process as an immediate alternative, therefore, the objective is to continue with the experiments and studies carried out by the company, which is why it is considered to leach this material taking into account the best results obtained as background.

The leaching of the tailings was carried out at the granulometry in which it is located in the deposit, without incurring greater release for the purposes of feasibility of treatment in the medium term.

The leaching experiments were oriented to find an optimal recovery of silver by determining the ideal concentration of sodium cyanide and thus interact under different temperature conditions, for this, between these two variables the hexagonal design is used to determine an optimum, having as the silver recovery resulted of 50,06% with a NaCN consumption of 4,8 kg / t and 5 500 ppm of concentration and at a temperature of 40 °C. The importance of research contributions for its best treatment of this tailings is due to the fact that there is a stock of one million tons with an average yield per oak of 5,0 oz / t.

Keywords: Recovery, silver, tailing and leaching.

NOMENCLATURA

| | |
|------|---------------------------------|
| pH | Variación de hidrógeno |
| μ | Micras |
| % | Porcentaje |
| L/S | Relación líquido-sólidos |
| ppm | Partes por millón |
| kg | Kilogramos |
| t | Toneladas métricas |
| g | Gramos |
| g/t | Gramos por tonelada métrica |
| kg/t | Kilogramos por tonelada métrica |
| °C | Grados centígrados |
| cm | Centímetros |
| \$US | Dólares americanos |
| mm | Milímetros |
| ° | Grados de inclinación |
| l | Litros |
| l/s | Litros por segundo |
| tph | Toneladas métricas por hora |
| h | Horas |
| ” | Pulgada |
| psi | Libra por pulgada cuadrada |
| rpm | revoluciones por minuto |
| ml | Milímetro |

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Situación Problemática

El interés de recuperar los relaves de flotación que contienen plata, se ha manifestado desde muchos años atrás, básicamente por los grandes volúmenes y los significativos tenores de plata que estos metales involucran. Estudios metalúrgicos orientados a encontrar un esquema de tratamiento adecuado para estos relaves se han realizado, evaluándose alternativas piro e hidrometalúrgicas a nivel de laboratorio.

El Perú goza un liderazgo en la minería mundial en la producción de minerales de cobre, zinc, plomo, plata, oro, entre otros. En este marco nos permite realizar investigaciones a los minerales sulfurados que contienen plata para su recuperación hidrometalurgia (Lovera, 2018).

Debido a una baja recuperación de plata obtenida por la empresa de sus minerales de pirita-plata por el método de flotación selectiva (en adelante flotación), las mismas que conllevaron a proyectar recuperaciones bajas en el 2012 (anexo I), motivan a aplicar o innovar otro proceso de tratamiento metalúrgico para el relave de alta ley.

Tomando en cuenta los antecedentes mineralógicos del mineral sugieren que los minerales solubles de plata ocurren originalmente como argentita (Ag_2S), freibergita ($\text{Ag}_{4.9}\text{Cu}_{5.5}\text{Fe}_{1.6}(\text{Sb})_4\text{S}_{13}$), persita ($\text{Cu}(\text{AgCu})_6\text{Ag}_9\text{As}_2\text{S}_{11}$), pirargirita (Ag_3SbS_3), proustita (Ag_3AsS_3), los cuales finalmente se encuentran diseminados en la pirita, al parecer el proceso de enriquecimiento secundario y las alteraciones hidrotermales sufridas por el mineral pueden haber producido en alguna extensión la formación de plata insoluble, debido a la combinación de los

sulfuros de plata con los óxidos de hierro y posterior precipitación del producto por cambio de pH en el medio (Calzada, 2012).

La empresa durante los años 2011 y 2012 han producido plata de los minerales almacenados en stock pile, clasificados por leyes de cabeza y tipo de mineral (según el informe anual del 2012 publicado en la revista de minería). De unas leyes de cabeza de 7 oz/t (promedio) se recuperó por flotación sólo aproximadamente el 20 %, teniendo como relave final una ley promedio de 5 oz/t almacenados en una zona específica del depósito de relaves con un volumen aproximado de 1 000 000 de toneladas.

Durante el tratamiento de mineral de stock pile piritoso por el proceso de flotación, se obtuvo un producto denominado concentrado pirita-plata (Ag, Fe, Pb y Cu) con alto contenido de plata (mayor a 70 oz/t), también se obtuvo un sólo relave pirita-plata (en adelante, relave), para ello se llevó a cabo la aplicación de la geometalurgia, caracterizando los depósitos de mineral de manera que se procesó aquellas que ofrecían recuperaciones mayor a 15 % a nivel laboratorio.

1.2 Formulación del Problema

La empresa actualmente ha paralizado su operación de minado a tajo abierto, estando al 20 % de su producción normal, pero como parte de sus reservas cuenta con relaves (producto de la flotación pirita-plata) con alto contenido de plata. Se requiere nuevos experimentos de lixiviación en la búsqueda de maximizar la recuperación de plata puesto que el material no es dócil.

Ante la situación expuesta, se formulan los siguientes problemas de investigación:

1.2.1 Problema General:

¿Mediante el proceso de lixiviación, de qué manera se puede mejorar la recuperación de plata del relave de flotación en la empresa Administradora Cerro S.A.C.?

1.2.2 Problemas Específicos:

¿Cuál es el proceso de lixiviación más adecuado que mejore la recuperación de plata de los relaves de flotación pirita-plata?

¿De qué manera se puede caracterizar el relave de flotación que mejore la recuperación de la plata?

¿Cómo viabilizar el proceso innovador en lixiviación de plata de los relaves de flotación pirita-plata?

1.3 Justificación de la Investigación

1.3.1 Justificación Teórica

El estudio de investigación de la presente tesis, se justifica porque el relave de flotación pirita-plata tiene 5,14 oz/t (muestra analizada para los experimentos), representando este valor una ley de cabeza atractivo industrialmente, sin embargo, por ser mineral refractario al proceso de flotación, se recurre al proceso de lixiviación que permite la recuperación de minerales refractarios hasta hacerlos económicamente rentables.

1.3.2 Justificación Práctica

El material en estudio tiene una granulometría de 54 μm , por lo tanto, las etapas de chancado y molienda ya no serán necesario para la lixiviación.

Industrialmente se tiene funcionando una planta de lixiviación de minerales oxidados con una capacidad instalada de 2 500 t/d lo que hará viable la aplicación de otros minerales, por lo tanto, se espera lograr obtener el estándar a nivel laboratorio para sus pruebas a nivel piloto y/o industrial.

Por ello, el estudio de la investigación del proceso innovador está orientado a maximizar la recuperación de plata en las condiciones actuales del material y que ello permita su aplicación a nivel industrial.

Se llevaron a cabo algunas pruebas de investigación, sin embargo, aún no están siendo viables su aplicación industrial por el costo – beneficio que implica ponerlo en práctica a escala industrial.

1.3.3 Justificación Social

Actualmente, la empresa viene operando una planta de lixiviación para mineral de óxidos, con una capacidad de 2 500 t/d, por lo tanto, dado la viabilidad de lixiviar los relaves de flotación pirita-plata se acondicionaría la planta para tratar sólo o combinado con el mineral actual, extendiendo de esta manera el tiempo de funcionamiento de la planta y con ello la fuente de trabajo para las personas de la región de Cerro de Pasco.

1.4 Objetivos de la Investigación

1.4.1 Objetivo General

Recuperar plata de los relaves de flotación mediante el proceso de lixiviación en empresa Administradora Cerro S.A.C.

1.4.2 Objetivos Específicos

Determinar las variables del proceso de lixiviación de los relaves de flotación pirita-plata, que mejore la recuperación de la plata.

Caracterizar los relaves de flotación pirita-plata para determinar los componentes del relave, grado de liberación, partículas libres y entrelazadas y tamaños de partículas.

Formular la viabilidad económica del proceso de lixiviación del relave pirita-plata a nivel de laboratorio.

1.5 Hipótesis y Variables

1.5.1 Hipótesis General

El proceso de lixiviación permitirá mejorar la recuperación de plata de los relaves de flotación en empresa Administradora Cerro S.A.C.

1.5.2 Hipótesis Específicas

Las variables obtenidas del proceso de lixiviación mejorarán la recuperación de plata de los relaves de flotación pirita-plata.

Se logrará caracterizar los relaves de flotación pirita-plata determinando sus componentes, grado de liberación, partículas libres y entrelazadas, y tamaños de partículas.

El proceso innovador de lixiviación del relave a nivel laboratorio justifica económicamente su aplicación.

1.5.3 Identificación de Variables

Las variables a considerarse para la lixiviación del relave de flotación pirita-plata son:

- **Variables independientes:**
 - Consumo del reactivo lixivante.

- Temperatura de lixiviación.
- **Variable dependiente:**
 - Porcentaje de recuperación de plata.
- **Variables intervinientes controladas:**
 - Porcentaje de sólidos de la pulpa a lixiviar.
 - Tiempo de lixiviación.
 - Grado de liberación.

1.5.4 Operacionalización de Variables

Para el tratamiento de los datos se aplicará la recuperación de plata a fin de procesar e identificar la influencia de las variables, para ello se muestra una matriz en la Tabla N° 1. Estará inmerso el análisis estadístico para determinar la variable independiente más determinante que sensibilizará el valor de la variable dependiente.

Se utilizará diseño experimental rotatable el cual tiene igual facultad de predicción en todas las direcciones a partir de un punto experimental central y donde los otros puntos experimentales están a una distancia constante del punto central, es utilizado para estimar modelos de segundo orden, el cual consiste en seis puntos experimentales correspondiente a un hexágono regular, más los puntos necesarios replicados en el centro para estimar la variancia del error experimental.

Tabla N° 1: *Matriz de variables de los experimentos*

| VARIABLES | DEFINICIÓN CONCEPTUAL | DEFINICIÓN REAL O DIMENSIONES | DEFINICIÓN OPERACIONAL O INDICADORES |
|--------------------------------------|---|---|---|
| VARIABLE DEPENDIENTE: | Es la variable que se | Porcentaje respecto al 100% | % |
| Porcentaje de recuperación de plata | investiga y se mide. | de Ag en el mineral. | |
| VARIABLES INDEPENDIENTES: | | | |
| ▪ Consumo de medio lixivante. | Son las que cambian o son controladas para estudiar sus efectos en la variable dependiente. | - kg/t de medio lixivante. | kg/t |
| ▪ Temperatura de lixiviación | Son las que se varían en valor para concluir sus efectos en la variable dependiente | - Temperatura en °C durante la lixiviación. | °C |

VARIABLES

INTERVINIENTES:

| | | | |
|---|---|---|-------------------|
| ▪ Porcentaje de sólidos de la pulpa a lixiviar. | Son las que intervienen como parte del proceso pero no son controladas, se mantienen fijas. | - Porcentaje de sólidos respecto al 100% que es la pulpa. | - % |
| ▪ Tiempo de lixiviación. | Exposición del medio lixivante. | - Tiempo de la reacción química. | - Hr |
| ▪ Grado de liberación | Liberación de partículas valiosas de las gangas. | - Granulometría a la muestra. | - P ₈₀ |
| ▪ Dilución. | Relación agua / sólido de la pulpa en estudio | - L/S | Fracción |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Marco filosófico o epistemológico de la investigación

El Perú es uno de los países líderes en América Latina y el mundo en la actividad minera. Es el segundo mayor productor de plata a nivel mundial y tercero de cobre y zinc para el año 2016, de acuerdo a información del Servicio Geológico de EE.UU. (USGS por sus siglas en inglés). Asimismo, según el Instituto Fraser, el Perú es una de las jurisdicciones con mayor atractivo para la inversión minera de la región. Este resultado se explica principalmente por el alto potencial geológico del país. (Instituto Peruano de Economía, 2017).

Los procesos hidrometalúrgicos para el tratamiento de minerales de oro y plata, han incluido diferentes tecnologías como el beneficio de patio, los tanque pachuca y molienda-flotación–cianuración; sin embargo, actualmente se siguen buscando agentes complejantes alternativos al cianuro, debido principalmente a los bajos porcentajes de disolución obtenidos en minerales refractarios y de baja ley en éste medio y al alto impacto ambiental que presenta el cianuro (Jeffrey, 2014).

La velocidad de disolución de los metales preciosos en soluciones de cianuro depende del área superficial del metal en contacto con la fase líquida, lo que hace que el proceso de disolución sea un proceso heterogéneo; la velocidad de disolución depende también de la velocidad de agitación lo que indica que el proceso sufre la presión de un fenómeno físico.

Considerando que la epistemología es una rama de la filosofía mientras que el método científico es un procedimiento que seguimos aplicando a la ciencia, en la presente investigación abordaremos conceptos y método de recuperación de plata aún no aplicado en

nuestro país, sin embargo, son ampliamente estudiados individualmente para cada caso particular.

En nuestro país por ser eminentemente minero, tenemos mineralizaciones muy complejas que no hacen rentable la aplicación de los métodos tradicionales de recuperación, por lo tanto, incidiremos en adoptar un paradigma fuera de lo común para viabilizar los estudios subsiguientes o la aplicación parcial, progresiva o total a nivel piloto o industrial.

A través de la epistemología se describirá los métodos de aplicación, respecto a la construcción del conocimiento científico, es decir, la forma cómo éste ha objetivado, especializado y otorgado un status de científicidad al mismo; pero a su vez, el reconocimiento que goza este tipo de conocimiento por parte de la comunidad científica.

Finalmente, la epistemología conllevará a definir si es correcta la formulación y el uso del método científico (Hurtado E. y Smith D. (2013).

Además tenemos datos que la empresa Volcán Compañía Minera S.A.A. conformado por varias unidades de producción de metales a nivel nacional, anualmente lleva a cabo un análisis económico productivo y los reporta en memorias anuales. El año 2012 en su reporte anual reportó la performance de sus unidades de producción, resaltando a la empresa Administradora Cerro S.A.C. y sus problemáticas de pérdidas económicas tras la paralización progresiva del tajo Raúl Rojas aportante mayor de mineral fresco, por lo tanto, se veía obligado a tratar minerales almacenados en los stock pile, dentro de las cuales se encontraban los minerales de pirita con alto contenido de plata, denominados (pirita-plata).

Considerando la plata como valor de estudio en el proyecto se resalta las reservas a nivel mundial (en millones de onzas):

Estados Unidos: 32 744

Australia: 38 522

Bolivia: 38 522

Chile: 38 522

China: 80 255

Kazakhstan: 38 522

México: 179 771

Perú: 144 459

Polonia: 44 943

Rusia: 51 363

Otros países: 115 567

Total Mundial: 803 190.

A nivel nacional, empresas de mediana minería productores de concentrados polimetálicos con altos contenidos de plata, también tienen depósitos de relave que tienen alto contenido de plata, similar a la empresa minera San Juan de Lucanas en Ayacucho, que tiene relave del proceso por flotación con una ley de 4,6 oz/t que está como pasivo ambiental, por lo tanto, un proceso alternativo para su retratamiento es la lixiviación de relaves (Aramburú, 2000).

2.2 Antecedentes

Antecedentes internacionales

Andrews (2013) en su investigación “Diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de Minera Meridian”, proyecto para optar al Título de Ingeniero Civil en metalurgia extractiva, tuvo como objetivo proponer la viabilidad de factibilidad técnica y económica de recuperar oro y plata desde el depósito de relaves. De acuerdo con el superintendente de metalurgia de la planta concentradora organizaron unas pruebas metalúrgicas para tal fin, para ello siguieron el procedimiento: Lavado del mineral de relaves para determinar el porcentaje de oro y plata impregnados, molienda a distintas granulometrías para determinar la influencia en la recuperación del mineral valioso, cianuración a distintos tiempos para determinar su influencia en la recuperación de oro y plata. También se llevó a cabo un análisis mineralógico al mineral del depósito de relaves con la finalidad de determinar la forma en que se presentan el oro y la plata, y la influencia que pudiesen representar ciertos minerales asociados. Finalmente se concluyó que el procedimiento

adecuado para procesar el mineral del depósito de relaves consiste en una remolienda hasta 100 % debajo de 75 micrones y posterior lixiviación con NaCN. Con la información técnica y los balances de masa correspondiente se realizó una pre evaluación económica del proyecto, obteniéndose un VAN de \$US 15 226 529 y una TIR de 154 %.

(Rojas, 2003), en su investigación “Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante Cianuración” para obtener el grado de Magister en Ciencias de la Ingeniería con mención en metalurgia de la Universidad de Concepción de Chile tiene como objetivo principal el estudio de la extracción de oro y plata de los residuos de lixiviación de la calcina ferrítica mediante el método de la Cianuración, analizando las variables inherentes al proceso como son el pH, temperatura, concentración de cianuro, tiempo de reacción y presencia de cianicidas (compuestos que consumen cianuro).

La conclusión es que la plata contenida en el residuo ferrítico es posible recuperarla en forma parcial (< 60 %), con una concentración de KCN de 1,2 gpl, pH entre 10,5 y 11,00, temperatura de 25 °C y un tiempo superior a 72 horas de lixiviación. Es posible alcanzar igual extracción con una concentración de reactivo de 2,4 gpl de KCN, a igual temperatura de trabajo y un tiempo menor a 72 horas de lixiviación.

Jiménez y Prieto (2011), en su investigación “Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y Cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del condominio sur Nambija”, proyecto de fin de carrera previa a la obtención del Título de Ingeniero Químico de la Universidad Técnica Particular de Loja, presentan como objetivo lo mencionado en el título y concluyeron que a un pH 11 y concentración de CN^- 1,25 g/l se obtuvieron las mejores recuperaciones de Au con el 73,83 % y para la Ag de 98,39 % en un tiempo de lixiviación de 5 a 6 horas. El consumo de reactivos fue de 1,28 kg/t de CN^- y 0,44 kg/t de cal.

Antecedentes nacionales

Calzada (2012) a solicitud de empresa Administradora Cerro S.A.C. presenta un reporte técnico “Estudio del comportamiento a la lixiviación de la pirita de Cerro de Pasco con contenido de plata” donde resume el trabajo experimental realizado con las piritas de Cerro de Pasco con contenido de plata a fin de determinar la extracción del noble elemento luego de ser sometido al proceso de lixiviación ácido clorurante. La caracterización mineralógica previa del mineral permitió identificar sus componentes diversos y la forma física en la que se encontraba la plata. Los resultados de este análisis permiten mencionar que existen limitantes que impiden a una extracción total del elemento valioso. El principal obstáculo es que la plata se encuentra en un tamaño bastante pequeño e incluido dentro de la matriz de la pirita. Esta morfología añadida a la contextura compacta de la pirita (mínimo de porosidad) hace que la exposición del elemento valioso a la solución lixivante se limite y traiga como consecuencia una reducción a su extracción en la solución impregnada. La pulverización del mineral con la finalidad de lograr una mejor exposición de la plata y reducir las limitantes de lixiviación permitió incrementar los rendimientos de lixiviación.

De la investigación concluye que las muestras utilizadas para los experimentos presentan características físicas, químicas y mineralógicas similares. La plata con un tenor de 120 ppm, se encuentra principalmente en los sulfosales (tetraedrita – Tenantita), sulfoantimoniuros de cobre-plomo, sulfobismotiuros de fierro-plata y la hinsdalita; bien sea bajo la forma libre o en la forma de pequeñas inclusiones dentro de la abundante masa de pirita.

También concluye que los rendimientos de extracción de plata mediante el proceso de lixiviación acido- clorurante son sensibles a la granulometría del mineral y la temperatura. Un P_{80} de 18 μm y una temperatura de 60 °C permiten obtener un rendimiento máximo de plata del orden de 55 %.

Morales (2016), en su investigación “Extracción de plata y oro del relave sulfurado de la Minera Santa Fe por lixiviación con adición de hidrógeno y acetato de plomo” para obtener el Título profesional de Ingeniero Metalúrgico en la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, tiene como objetivo general determinar a nivel laboratorio el método alternativo para incrementar la extracción de la plata y oro, optimizando el consumo de cianuro y determinando los mejores parámetros operativos para lograr la máxima extracción durante el tratamiento del relave sulfurado, implementando pruebas de Cianuración por agitación a nivel laboratorio y planta piloto.

En su conclusión resalta que el empleo del proceso de lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo, permite obtener un notable incremento en extracción de 93,97 % de Ag y 83,04 % de Au.

Por otro lado, se logra obtener parámetros definidos de reactivos químicos para el procesamiento de este relave sulfuroso el cual es el siguiente: NaCN: 8,85 kg/t, NaOH: 2,75 kg/t, H₂O₂: 3,0 kg/t, acetato de plomo: 1,0 kg/t.

También se incrementa el porcentaje de recuperación en 20,53 % para la Ag y 15 % para el Au disminuyendo el consumo de cianuro en 2,77 kg/t (comparado a la prueba del proceso convencional de Cianuración).

Mendo (2016), en su investigación “Efecto de la concentración de cianuro y la granulometría de un mineral oxidado, en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación. Cachachi – Cajamarca 2016” para optar el Título de Ingeniero de Minas en la Universidad Privada del Norte, nombrando objetivos específicos como el de determinar el efecto de la concentración de cianuro de sodio en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación, determinar el efecto de la granulometría del mineral oxidado en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación y determinar si ambas variables tienen efecto en la recuperación de oro.

La conclusión fue que la concentración de cianuro, la granulometría y la interacción de ambas variables tienen un efecto altamente significativo en la recuperación de oro.

Como soporte para la elaboración de la presente tesis se utilizó los siguientes softwares:

Programa MLA Data View y el programa estadístico statgraphic plus.

2.3 Bases Teóricas

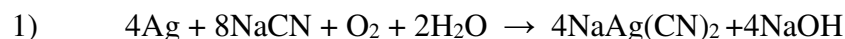
2.3.1 Hidrometalurgia.

La hidrometalurgia es la rama de la metalurgia extractiva que estudia todo los procesos extractivos que ocurren en medios acuosos, que permiten la extracción y obtención de metales y/o compuestos desde sus minerales.

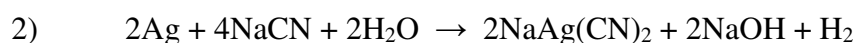
Lixiviación

Disolución de la plata en soluciones de cianuro

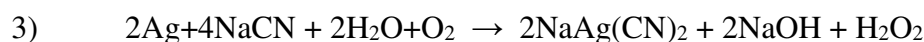
Se han propuesto las siguientes fórmulas para la disolución del Ag en soluciones de cianuro diluídas:



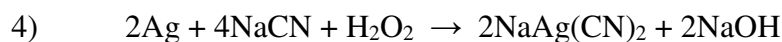
A esta ecuación se le conoce como la ecuación de Elsner.



Esta ecuación fue sugerida por Janin.



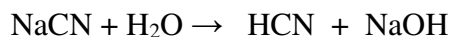
El peróxido de hidrógeno se utiliza en la siguiente ecuación:



Estas dos últimas ecuaciones fueron sugeridas por Boldaender. Sin embargo, la mayoría de las ecuaciones son muy semejantes a las propuestas por Elsner.

La ecuación de Elsner procederá hasta que todo el cianuro se haya consumido o hasta que todo el metal haya pasado a solución.

Una solución acuosa de cianuro alcalino se hidroliza de la siguiente manera:



La adición de cal a la pulpa de cianuro es prácticamente universal, no sólo para impedir la pérdida de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, el cual liberaría ácido cianhídrico.

Influencia de la pre oxidación

El oxígeno disuelto en la solución es capaz de oxidar a los sulfuros y ofrece buenas condiciones ambientales de tratamiento. La oxidación de los sulfuros produce iones ferrosos a iones férricos produciendo un precipitado de hidróxido férrico, ocasionando la neutralización de la superficie de los sulfuros de hierro. Como resultado, el éxito de la pre oxidación elimina una parte importante de los consumidores de cianuro y el oxígeno para la posterior etapa de cianuración.

La mayoría de los sulfuros se descomponen muy lentamente en solución acuosa en un amplio rango de pH y bajo las condiciones atmosféricas en la ausencia de un oxidante, y son estables para todos los fines prácticos. Pueden descomponerse rápidamente al aumentar el potencial de oxidación de la solución, lo que puede lograrse mediante la adición de un oxidante adecuado, tal como oxígeno, aire, peróxido de hidrógeno o mediante la elevación de la temperatura y la presión.

Influencia de la concentración de cianuro

Para Julian y Smart (1903) citado por Oyarce y Lescano (2015) opinan que los cianuros de sodio, potasio, amonio, calcio, estroncio y bario tienen el mismo poder disolvente por radical cianuro para el oro y la plata. La Figura N° 1 muestra la tendencia del efecto de la concentración de cianuro sobre la rapidez de disolución de plata, presentada por Maclaurin y Baesky.

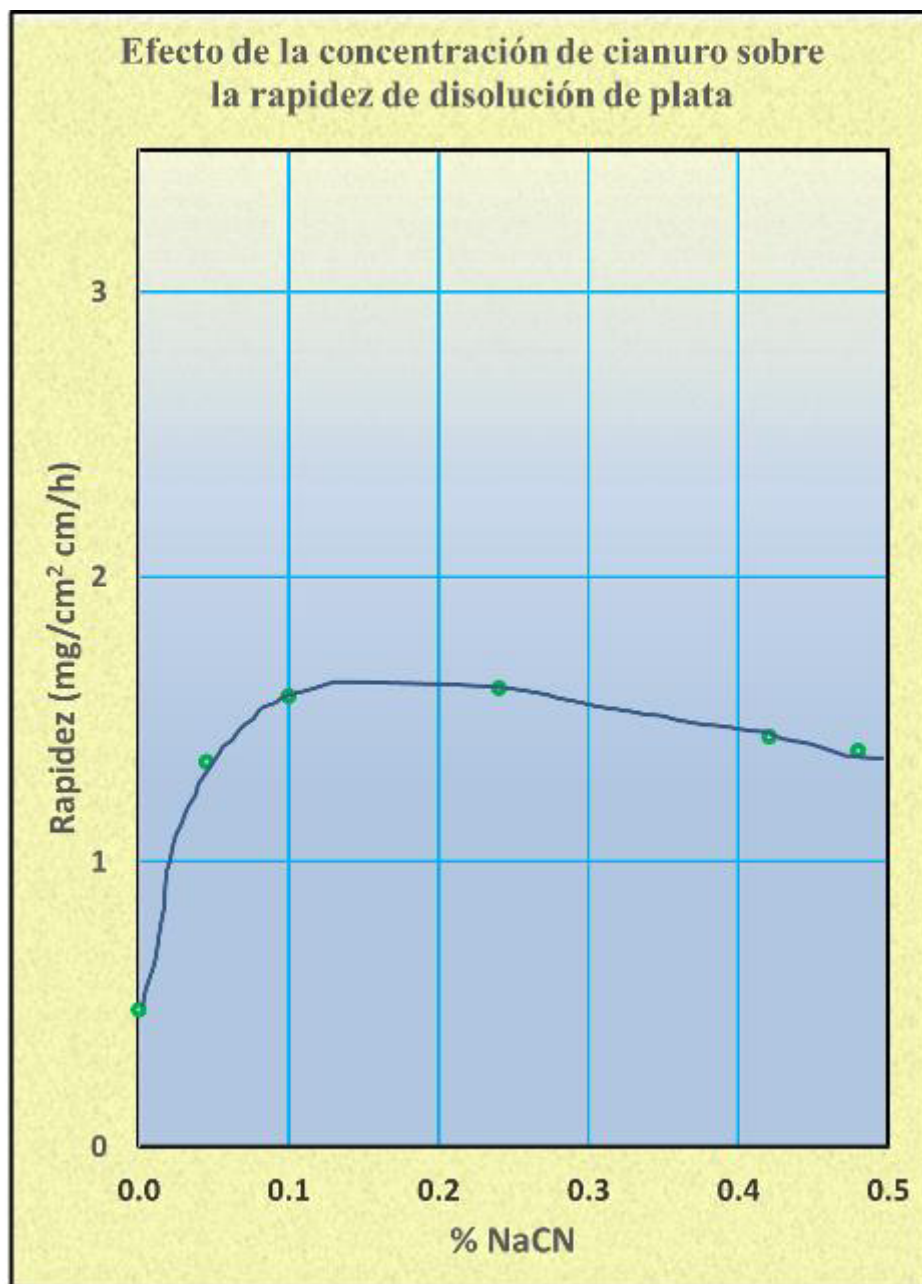


Figura N° 1. Efecto de la concentración de cianuro sobre la rapidez de disolución de la plata.

Descomposición de la solución de cianuro

Julian y Smart (1903) citado por Oyarce y Lescano (2015) compararon los efectos disolventes de los cianuros de sodio, amonio, magnesio, potasio, calcio, estroncio y bario en el tratamiento de oro y plata. Estos encontraron que el catión no afecta el poder disolvente del

cianuro en particular. El contenido de cianógeno era el factor más importante para la disolución. Por ejemplo, un mol de cianuro de calcio puro, el cual pose 98 g, disolverá la misma cantidad de plata como lo harán 2 mol de cianuro de sodio puro el cual peso 98 g debido a que su contenido de CN⁻ es el mismo en ambos casos.

La adición de cal a la pulpa de cianuro es para impedir la pérdida de cianuro por hidrólisis y para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, el cual de otra manera liberaría el ácido cianhídrico. Otro factor que afecta la descomposición de la solución es la presencia de dióxido de carbono en el aire.

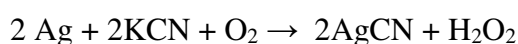
Cinética de la cianuración de los minerales argentíferos

Julian y Smart (1903) citado por Oyarce y Lescano (2015) opinan que los cianuros de sodio, potasio, amonio, calcio, estroncio y bario tienen el mismo poder disolvente por radical cianuro para el oro y la plata.

La rapidez de disolución de la plata (La velocidad de una reacción es el número de moles transformados por unidad de tiempo del componente involucrado en la reacción química) se incrementa linealmente con el aumento en la concentración de cianuro hasta que se alcanza un máximo, más allá del cual un incremento en la concentración no proporciona una disolución del oro y de la plata, sino por el contrario tiene un efecto retardante (Combi, 1958).

La alcalinidad y su efecto sobre la disolución de la plata.

El agua saturada con gas HCN y oxígeno ataca a la plata formando AgCN, el cual es inestable, y peróxido de hidrógeno (Combi, 1958: 129).



La alcalinidad de las soluciones de cianuro debe ser por lo tanto cuidadosamente controlada para alcanzar una alta rapidez de disolución de plata, ya que la tendencia a pH alto

tiene la tendencia de caída tal como se muestra en la Figura N° 2 presentada por Kakovskii y Kholmanskikh. En la práctica, el pH de las soluciones generales se encuentra en el rango de 11 a 12.

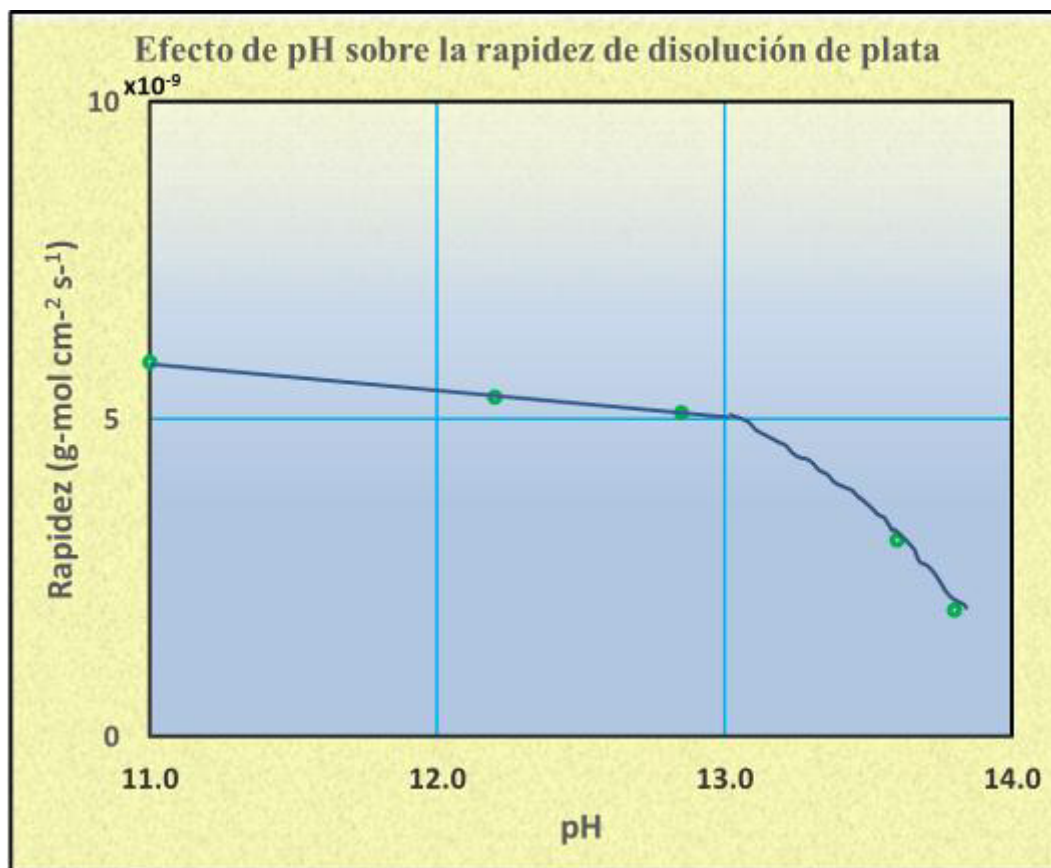


Figura N° 2. Efecto de pH sobre la rapidez de disolución de plata en KCN.

La temperatura y su influencia en el proceso de cianuración

La aplicación del calor a una solución de cianuro que contenga plata metálica presenta dos factores opuestos que afectan la rapidez de la disolución. El aumento en la temperatura incrementa la actividad de la solución y por lo tanto, la rapidez de la disolución de los valores metálicos. Al mismo tiempo la cantidad de oxígeno de la solución disminuye debido a que la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

La explicación de esto parte del hecho de que se considera la ecuación de Elsner para la disolución del oro y de la plata en la cual el oxígeno se considera esencial.

El efecto de incrementar la temperatura sobre la rapidez de disolución del oro y la plata se ha investigado por muchos científicos quienes además pudieron calcular las energías de activación del proceso. La Tabla N° 2 muestra un resumen de los resultados disponibles (Julian y Smart). La energía de activación de la plata cae en un rango de 2 a 5 kcal/mol lo cual es típico para procesos controlados por difusión. Esto es nuevamente una evidencia convincente de que debe de haber dos mecanismos para la disolución del oro y de la plata, y son por difusión y altas velocidades por reacciones químicas.

Tabla N° 2: *Energía de activación para la reacción de disolución de plata en soluciones de cianuro.*

| | Temp. | PO ₂ | Conc.% | Conc.% | (KOH) | r.p.m | Energía de | Investigador |
|----|--------|-----------------|--------|--------|------------------|-------|------------|--------------------------|
| | °C | (kPa) | KCN | NaCN | g-mol/l | | Activación | |
| | | | | | | | (kcal/mol) | |
| Ag | 15-25 | 0,21 | 0,043 | 0,00 | 10 ⁻¹ | 0 | 3,20 | Lund |
| Ag | 24-110 | 3,40 | 0,000 | 0,18 | 0 | 895 | 2,40 | Deitz y Halpern |
| Ag | 15-50 | 1,00 | 0,05 | 0,00 | 10 ⁻³ | 1100 | 3,47 | Kakovskii y Kholmanskikh |

Fuente: Oyarce y Lescano (2015)

El uso del oxígeno o de un agente oxidante es esencial para la disolución de la plata bajo condiciones normales de cianuración. Tales agentes oxidantes como el peróxido de sodio, permanganato de potasio, bromo, cloro, entre otros, se han utilizado con más o menos éxito en épocas anteriores, pero debido al costo elevado y el manejo de los mismos han caído en desuso.

2.3.2 Tratamiento de los minerales refractarios de plata.

Existen muchas menas de baja ley y otras en las que el oro y la plata se encuentran ocluidos o asociados a minerales de hierro, arsénico y silicio, los cuales se clasifican como depósitos refractarios auríferos y argentíferos. Por lo tanto, cualquier innovación tecnológica para el mejor procesamiento de estos minerales supondría beneficios.

Por otro lado, la investigación y desarrollo de métodos hidrometalúrgicos han atraído la atención para el tratamiento de minerales refractarios de oro y plata, como una alternativa más eficiente que la tostación. Este desarrollo se ha incrementado debido a la alza del precio del oro y la plata, que ha llevado a la necesidad de explotar cuerpos minerales, tales como los refractarios, cuyo contenido y mineralogía del oro no los hacían, hasta entonces, económicamente rentables, a lo que han añadido las actuales exigencias, más estrictas, en materia de contaminación ambiental.

2.3.3 Pruebas de Lixiviación realizados por empresa como parte de su investigación y un “Estudio de comportamiento a la lixiviación de la pirita de Cerro de Pasco con contenido de plata”.

La empresa llevó a cabo una serie de pruebas a nivel laboratorio de lixiviación del mineral pirita-plata, del relave de pirita-plata de manera exploratoria con resultados variables y en condiciones diferentes.

Las primeras pruebas llevadas a cabo por la empresa son los resultados del estudio de las pruebas de lixiviación ácido- clorurante a nivel de laboratorio (en columna y tanque agitado) y a nivel piloto (heap leaching). Las condiciones operatorias y resultados se muestran se detallan en la Tabla N° 3, obteniéndose tres extracciones de plata como recuperación del mineral lixiviado.

Tabla N° 3: *Lixiviación llevada a cabo por la empresa.*

| CONDICIONES OPERATORIAS | | | |
|---|---------------------------|--------------------------|---------------------------------|
| Molienda | No | No | Si |
| Granulometría (100% P ₈₀) | (-2.5 cm) | (-2.0 cm) | (-150 µm) |
| Tipo | Heap leaching (piloto) | Columna (laboratorio) | Tanque agitado (laboratorio) |
| Lixiviación | | | |
| H ₂ SO ₄ (g/l solución) | 10 | 10 | 10 |
| NaCl (g/l) | 180 - 200 | 300 | 300 |
| Temperatura (°C) | 5 | 20 | 20 |
| Tiempo (días) | 90 | 120 | 4 |
| Dilución (L/S) 20% sólido | - | - | 5/1 |
| RESULTADOS | | | |
| Extracción Plata (%) | 20 | 30 | 30 |

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

El proceso utilizado para la extracción de plata a partir de los minerales piritosos fue la lixiviación ácido-clorurante, mediante la utilización del cloruro de sodio y el ácido sulfúrico. Previo a la realización de las pruebas el mineral fue sometido al tratamiento de reducción de tamaño con el fin de poder lograr una mejor liberación de la plata y mejorar su exposición a la solución lixivante. Es así que las muestras fueron molidas, remolidas y pulverizadas hasta alcanzar las granulometrías que se muestra en la Tabla N° 4.

Tabla N° 4: *Análisis granulométrico de muestras utilizadas para la lixiviación*

| Dimensiones (μm) | Muestra | | | |
|-----------------------------------|----------------------------|--------|-----------|-------------|
| | Inicial | Molida | Re-molida | Pulverizada |
| | No pasante acumulativo (%) | | | |
| 1 700 | 70,2 | - | - | - |
| 1 180 | 73,4 | - | - | - |
| 850 | 76,1 | - | - | - |
| 600 | 78,7 | - | - | - |
| 425 | 81,0 | - | - | - |
| 300 | 83,2 | - | - | - |
| 212 | 85,5 | 4,5 | 2,0 | - |
| 150 | 87,5 | 7,3 | 2,1 | - |
| 106 | 89,4 | 14,7 | 2,3 | - |
| 75 | 91,6 | 28,2 | 4,6 | - |
| 45 | 94,1 | 45,6 | 15,9 | - |
| 38 | 94,9 | 56,4 | 34,3 | 0,6 |
| 32 | - | - | - | 0,6 |
| 16 | - | - | - | 24,9 |
| 8 | - | - | - | 46,4 |
| 4 | - | - | - | 68,9 |
| 2 | - | - | - | 88,9 |
| 1 | - | - | - | 94,6 |
| P ₈₀ (μm) | 15000 | 92,0 | 49,0 | 18,0 |

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

a) Influencia de la granulometría en la lixiviación

En la Tabla N° 5 se detalla las condiciones utilizadas y los resultados obtenidos en las pruebas con la finalidad de determinar la influencia de la granulometría en la mejor extracción de la plata.

De esta se puede inferir que la mayor extracción es obtenida cuando el mineral fue más finamente reducido (P_{80} : $18\mu\text{m}$).

La pulverización permitió liberar mejor los pequeños granos de plata identificados en el análisis mineralógico, este efecto - no siendo el óptimo - permitió incrementar el nivel de extracción del elemento valioso comparado cuando el mineral fue tratado de una manera gruesa.

El menor tiempo de lixiviación requerido para el mineral fino es también otro elemento importante a considerar.

No obstante de esta mejor extracción es preciso remarcar la atención que es necesario poner sobre las condiciones de tratamiento de la pulpa del mineral fino al final de la lixiviación, durante la separación sólido-líquido para la obtención de la solución preñada. Las pruebas se llevaron a cabo en sistemas de columna y agitación.

Tabla N° 5: *Influencia de la granulometría en mineral con pirita en la lixiviación*

| CONDICIONES OPERATORIAS | | | | |
|---|----------|------------|---------------|-------------|
| Molienda | No | Si | Si | Pulverizado |
| | | (molienda) | (re-molienda) | |
| Granulometría (P ₈₀) | (1.5 cm) | (92 µm) | (49 µm) | (18 µm) |
| Tipo | Columna | Agitación | Agitación | Agitación |
| Lixiviación | | | | |
| H ₂ SO ₄ (g/l solución) | 10 | 10 | 10 | 10 |
| NaCl (g/l) | 200 | 200 | 200 | 200 |
| Temperatura (°C) | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Tiempo (horas) | 24 | 24 | 24 | 2 |
| Dilución (L/S) | 5/1 | 5/1 | 5/1 | 5/1 |
| RESULTADO | | | | |
| Extracción Plata (%) | 19,57 | 31,6 | 38,60 | 43,20 |
| Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada) | | | | |

b) Pruebas tendientes a incrementar la recuperación de plata

La exploración de pruebas de lixiviación efectuadas para este material, conllevaron a resaltar aquella que en medio ácido clorurante y a una temperatura mayor al ambiente (20 °C), se puede obtener resultados diferentes a lo obtenido anteriormente, el resultado más representativo se detalla la Tabla N° 6.

Tabla N° 6: *Lixiviación clorurante del mineral de pirita.*

| CONDICIONES OPERATORIAS | |
|---|-----------|
| Granulometría (P ₈₀) | (18 µm) |
| Tipo | Agitación |
| Lixiviación | |
| NaCl (g/l solución) | 200 |
| FeCl ₃ (g/l) | 20 |
| Temperatura (°C) | 60 |
| Tiempo (horas) | 2 |
| Dilución (L/S) | 3/1 |
| Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada) | |

El análisis de la solución rica producto de la lixiviación se detalla en la Tabla N° 7.

Tabla N° 7: *Resultados de lixiviación*

| RESULTADO (Extracción %) | |
|---|------|
| Ag | 54,9 |
| Cu | 20,1 |
| Fe | 19,6 |
| Zn | 82,2 |
| Pb | 74,6 |
| As | 21,1 |
| Sb | 33,4 |
| Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada) | |

La utilización del cloruro férrico y el incremento de la temperatura permitieron subir los niveles de extracción de plata hasta 54,9 % el cual vendría a ser el máximo alcanzado para una lixiviación clorurante del material piritoso.

Los rendimientos de extracción de plata mediante el proceso de lixiviación ácido-clorurante son sensibles a la granulometría del mineral y la temperatura. Un P_{80} de 18 μm y una temperatura de 60 °C permiten obtener un rendimiento máximo de plata. Es importante remarcar el menor tiempo de lixiviación (2 hr).

2.4. Marco Conceptual

Actividad minera.- Consiste en la obtención selectiva de minerales y otros materiales a partir de la corteza terrestre, lo cual, en muchos casos, implica la extracción física.

Muestreo y preparación de muestras minerales.- Es una secuencia de operaciones selectivas para asegurar la correcta representatividad de las muestras para su análisis físico, químico y/o pruebas metalúrgicas.

Lixiviación.- Es la operación unitaria fundamental de la hidrometalurgia y su objetivo es disolver en forma parcial o total un sólido con el fin de recuperar algunas especies metálicas contenidas en él.

Geometalurgia.- Es un área de geología económica en rápida expansión, y es simplemente definido como el uso de datos geológicos detallados para caracterizar los tipos de mineral en un depósito de yacimiento. Esto debe hacerse de tal manera que los metalúrgicos y los ingenieros de proceso puedan usar la información para optimizar el diseño del proceso mineral.

Recuperación.- Es el método por la cual es recuperado un elemento valioso y es expresado en porcentaje.

Grado de liberación.- Es una expresión cuantitativa de la magnitud en que la molienda es capaz de obtener partículas minerales “libres”; mediante los estudios microscópicos.

Innovación.- Cambiar o alterar las cosas introduciendo novedades. La innovación es el proceso de integración de la tecnología existente y los inventos para crear o mejorar un producto, un proceso o un sistema. Innovación en un sentido económico consiste en la consolidación de un nuevo producto, proceso o sistema mejorado.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN

3.1 Tipo y Diseño de Investigación

La investigación realizada es del tipo experimental, porque se aplicaron los conocimientos existentes de la caracterización del mineral y se realizaron pruebas de lixiviación de relave.

La investigación es experimental, deductiva y cuantitativa, porque se realizaron pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio, tomando como base las teorías y antecedentes en el procesamiento de lixiviación de mineral pirita-plata.

Además se realizó la manipulación, análisis e interpretación de las variables independiente (lixiviación) y dependiente (recuperación de plata).

El diseño de investigación corresponde a diseños experimentales, para ellos se aplicó el diseño hexagonal, considerando variables propiamente para el diseño:

Y = Variable dependiente (% de recuperación de plata).

X₁ = Variable independiente (kg/t de NaCN).

X₂ = Variable independiente (temperatura en °C).

El tipo y diseño de investigación en la presente tesis se describe en la Tabla N° 8.

Tabla N° 8: *Tipo y Diseño de Investigación*

| Características | Investigación Cuantitativa o Cualitativa |
|------------------------------|--|
| Percepción de la realidad | Es cuantitativa porque es objetiva; es decir se estudia el mineral. Es cualitativo porque es subjetivo, se estudia el entorno de la actividad. |
| Razonamiento | Es cuantitativo porque es deductivo; es decir parte de teorías y formulaciones existentes para mejorar la recuperación de plata. |
| Finalidad | Es cuantitativa porque se realiza una comprobación de los resultados obtenidos, mediante las recuperaciones de plata para cada evento. Es cualitativa porque se efectúa una exploración de la zona en estudio. |
| Perspectiva del Investigador | Es cualitativa porque se realiza los procesos metalúrgicos. Es cuantitativa porque la perspectiva es un análisis desde fuera; es decir al margen de los datos. |
| Causalidad | Es cuantitativo porque se tiene un valor económico como consecuencia de la recuperación obtenida. Es cualitativo por la interacción de factores o variables del proceso. |
| Axiología | Es cuantitativa porque los valores que se toma son libres y depende de las características del mineral. |
| Punto fuerte | Es cuantitativo porque la investigación tiene un carácter de fiabilidad; es decir los datos que se obtienen son sólidos y repetibles. |
| Validez | Es cuantitativo porque la validez de investigación tiene un significado estadístico. |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

3.2 Unidad de Análisis

El análisis de unidad de investigación se efectuará teniendo en cuenta el relave como una consecuencia de un tratamiento por flotación, habiendo pasado el material por las etapas de chancado, molienda y flotación de mineral pirita con alto contenido de plata.

3.3 Población de estudio

La población de la muestra materia de investigación representa el 20 % del total ya que la toma de muestra fue de la parte superficial del relave antiguo pirita-plata depositado los años 2011 y 2012 que se encuentran dispuestos en lugar específico dentro del depósito general de relaves. No ha sido posible tener una muestra representativa de todo el material por encontrarse hasta una profundidad de 5 m a más.

La caracterización del mineral y del relave serán aquellas con la que cuenta la empresa por ser información altamente confiable y con detalles bien definidos para entender la problemática en la extracción de la plata por el proceso de flotación y de lixiviación.

3.4 Tamaño de muestra

La muestra que es materia de investigación es el relave antiguo del proceso de flotación de los minerales de stock pile denominados pirita-plata.

La cantidad de muestra establecida para los estudios correspondientes es de 60 kg, del cual se utilizó 0,5 kg para cada experimento. Se proyecta realizar pruebas de lixiviación preliminares y pruebas para desarrollar un diseño hexagonal y determinar un óptimo al interactuar las variables independientes.

3.5 Selección de muestra

De la muestra obtenida de la población de relave (60 kg), aplicando técnicas de cuarteo y obtención de muestra representativa, se dividirá en porciones de 0,5 kg cada uno de ellos, las cuales estarán designados 02 para los análisis granulométrico y 12 para las pruebas de lixiviación, siendo un total de 14 muestras.

3.6 Técnica de recolección de datos

Se utilizarán las técnicas de entrevista con profesionales que participaron de las pruebas experimentales dentro de la empresa por los años 2011 y 2012, análisis documental (reportes, informes y estudios relacionados al tema) y observación experimental (se obtiene datos en condiciones relativamente controladas).

3.7 Análisis e interpretación de la información

Una vez recogida, registrada y organizada la información del trabajo de la lixiviación, procederemos a ver si nuestros planteamientos teóricos son soportados con los datos empíricos.

Durante el análisis daremos respuesta a las hipótesis planteados a partir de las mediciones efectuadas y los datos resultantes.

A través de la interpretación buscaremos un significado al resultado del análisis mediante su relación con todo aquello que conocemos sobre el problema de manera que aportamos una significación técnica a los hallazgos encontrados en el análisis, confirmando, modificando o realizando nuevos aportes a la teoría.

3.8 Procedimiento metodológico de la investigación

La secuencia metodológica de la investigación comprende:

- Información de la mineralogía y antecedentes del material antes del proceso de flotación.

- Recolección de datos del relave obtenido durante la flotación pirita-plata los años 2011 y 2012, estudio o caracterización de este material durante su tratamiento para maximizar su recuperación.

- Obtener una muestra de relave acumulado por las operaciones de la empresa durante el tratamiento por flotación, considerado desde entonces para un tratamiento por lixiviación en un futuro.

- La muestra representativa obtenida será homogenizada y se distribuirá para análisis químico previo a las pruebas de lixiviación.

- La muestra representativa para análisis de ley de cabeza será pulverizada y pesada aproximadamente 0.30 kg, se enviará al laboratorio de análisis químico para el reporte de leyes.

- Pruebas preliminares de lixiviación del relave.

- Pruebas finales de lixiviación del relave.

- Sistematizar los resultados obtenidos, mediante programas estadísticos.

- Proponer en base a los resultados obtenidos a nivel de laboratorio, realizar más pruebas de investigación que permitan viabilizar el tratamiento del material en estudio.

CAPÍTULO IV

PRUEBAS EXPERIMENTALES

4.1 Análisis mineralógico de la muestra

El análisis ha sido realizado siguiendo dos esquemas: el primero consistió en un método mineralógico grueso del material de relave, utilizando el microscopio óptico y el equipo de difracción de rayos X.

En el segundo, antes de efectuar el análisis, las muestras fueron sometidas a un proceso de concentración (por flotación) con el objeto de incrementar su contenido de compuestos valiosos y de esta manera facilitar su identificación. Los productos de flotación fueron así caracterizados, utilizando el microscopio óptico y el scanning electronic microscope (SEM).

4.1.1 Caracterización mineralógica

Las muestras están constituidas principalmente por granos de pirita libre de granulometría variable; la superficie de ciertos granos presenta trazas de alteración. Una pequeña cantidad de mineral está compuesto por translucidos que se presentan en forma libre.

También se pudo apreciar granos de galena y de blenda generalmente con forma libre y algunas veces asociados a la pirita. Asimismo, se encontraron algunos granos de tetraedrita, tenantita y óxidos de hierro.

A fin de conocer la mineralogía exacta de los granos translúcidos observados al microscopio, un análisis de difracción de rayos X de la muestra fue efectuada. La sensibilidad de análisis empleada fue de 1 000 CPS. De este análisis se determinó una cantidad importante de pirita (FeS_2), proporciones no despreciables de cuarzo (SiO_2), trazas de galena y blenda.

4.1.2 Caracterización mineralógica de los productos obtenidos por flotación

A nivel laboratorio, previo a la flotación las muestras fueron sometidas al tratamiento de trituración y molienda. Las condiciones operatorias de flotación estuvieron dirigidos a la obtención de tres productos que se detallan en la Tabla N° 9; primeramente un material de cabeza constituido por los minerales sulfurados de Pb, Cu, Zn y Ag, luego durante una segunda operación la obtención de un concentrado y un tercer producto como relave.

Tabla N° 9: *Resultado de los productos de flotación*

| CABEZA | | | | | | |
|--------------------|------------------|-------------------------|------------------|-------------------------|------------------|-------------------------|
| | A | | B | | C | |
| | Tenor | Distribución | Tenor | Distribución | Tenor | Distribución |
| Ag* | 451 | 17,0 | 300 | 14,4 | 317 | 22,8 |
| Cu | 2,17 | 33,6 | 0,46 | 25,0 | 0,70 | 45,7 |
| Fe | 37,95 | 4,7 | 36,50 | 5,4 | 37,55 | 10,4 |
| Zn | 0,39 | 14,8 | 1,28 | 22,9 | 1,37 | 15,2 |
| Pb | 2,18 | 16,1 | 1,45 | 12,6 | 1,74 | 18,6 |
| As | 0,66 | 15,8 | 0,26 | 9,8 | 0,32 | 21,6 |
| Sb | 0,38 | 25,6 | 0,14 | 17,3 | 0,16 | 26,1 |
| SiO | 10,80 | 2,1 | 4,28 | 1,4 | 7,68 | 4,2 |
| CONCENTRADO | | | | | | |
| | A | | B | | C | |
| | Tenor (%) | Distribución (%) | Tenor (%) | Distribución (%) | Tenor (%) | Distribución (%) |
| Ag | 112 | 66,9 | 101 | 72,4 | 131 | 66,9 |
| Cu | 0,1 | 39,6 | 0,08 | 64,9 | 0,1 | 46,5 |
| Fe | 45,8 | 90,8 | 40,57 | 89,8 | 42,08 | 82,5 |
| Zn | 0,13 | 78,5 | 0,27 | 71,8 | 1,01 | 79,8 |
| Pb | 0,34 | 39,8 | 0,35 | 45,4 | 0,55 | 41,8 |
| As | 0,2 | 75,8 | 0,14 | 78,9 | 0,13 | 62,3 |
| Sb | 0,04 | 42,8 | 0,03 | 55,2 | 0,04 | 46,5 |
| SiO | 2,05 | 6,6 | 2,46 | 11,9 | 2,33 | 9 |

RELAVE

| | A | | B | | C | |
|------------------|-----------|------------------|-----------|------------------|-----------|------------------|
| | Tenor (%) | Distribución (%) | Tenor (%) | Distribución (%) | Tenor (%) | Distribución (%) |
| Ag* | 73 | 16,1 | 74 | 13,2 | 60 | 10,3 |
| Cu | 0,05 | 7,2 | 0,05 | 10,1 | 0,05 | 7,8 |
| Fe | 6,15 | 4,5 | 8,70 | 4,8 | 10,17 | 6,7 |
| Zn | 0,03 | 6,7 | 0,08 | 5,3 | 0,19 | 5,0 |
| Pb | 1,02 | 44,1 | 1,30 | 42,0 | 1,55 | 39,6 |
| As | 0,06 | 8,4 | 0,08 | 11,2 | 0,10 | 16,1 |
| Sb | 0,08 | 31,6 | 0,06 | 27,5 | 0,07 | 27,3 |
| SiO ₂ | 76,48 | 91,3 | 71,82 | 86,7 | 66,85 | 86,8 |

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

Debido a la similitud de las muestras y con el fin de facilitar el análisis mineralógico; compósito 1: 1: 1 de las diferentes fracciones A, B y C fueron preparados y empleados.

4.1.3 Examen microscópico

La utilización combinada del microscopio óptico y del SEM permitió identificar mineralógicamente los diversos componentes de los productos de flotación.

El análisis con el SEM fue realizado utilizando dos programas de análisis distintos - una específica para fases reducidas (elementos nativos, sulfuros, sulfosales, etc.) y otra específica para fases oxidadas (óxidos, carbonatos, sulfatos y silicatos) – de esta manera una serie de granos fueron estudiados cuantitativamente.

Los valores obtenidos fueron tratados en dos etapas; la primera para establecer la formula probable de cada fase mineralógica basado en la repartición de los elementos cationes y aniones y la segunda para identificar específicamente las fases mineralógicas con contenido de plata.

El análisis realizado permitió identificar la mineralogía de la plata; determinar la composición mineralógica aproximada y generar la textura mineralógica del mineral compósito.

4.1.4 Mineralogía de la plata

Siete fases mineralógicas indicando la presencia de plata han sido encontradas, cuatro de estas han podido ser analizadas cuantitativamente a través de programas específicos del SEM y las otras tres fases han sido objeto solo de observaciones cualitativas y semi-cuantitativos.

1. *Minerales analizados cuantitativamente*

Cobre gris (tetrahedrita – tenantita)

Relativamente abundante, el cobre gris contiene frecuentemente plata de 0 a 12 %. La tetrahedrita en particular puede contener 12 % de plata bajo la forma de freibergita. La tenantita presenta tenores más pequeños, menos de 1 %, pero se encuentra de manera más abundante.

Esta fase se encuentra ya sea en forma libre, 50 a 100 micrones, o en forma de inclusiones en la matriz de pirita en tamaños menores a 5 micrones.

Sulfoantimoniuros de cobre-plomo

Compuestos con pobre contenido de plata (< 1 %).

Sulfobismutiuro de fierro y plata

Compuesto muy rico en plata ~15 %.

Hinsdalita

Este mineral conteniendo plata en el orden de 0,21 %, se encuentra presente particularmente en los relaves de flotación. No obstante el bajo porcentaje, la hinsdalita aporta en aproximadamente el 15 % del total de la plata.

2. *Minerales determinados semi-cuantitativamente*

Estos minerales se presentan raramente y con tenores elevados de plata > 20 %. Debido a su tamaño pequeño < 5 µm, su localización fue laborioso y muy difícil por lo que la determinación de sus formas mineralógicas fue difícil de precisar.

El mineral en estudio (relave) tiene una composición mineralógica resaltante que se describe en la Tabla N° 10, resaltando que es un material piritoso.

Tabla N° 10: *Composición mineralógica aproximada del mineral*

| | |
|--|------------------|
| Pirita | 70 – 75 % peso |
| Cuarzo | 17 – 19 % peso |
| Hinsdalita | 0,9 – 1,0 % peso |
| Cobre gris + sulfoantimoniuro de Cu/Pb | 0,4 – 0,6 % peso |
| Galena + sulfato de plomo | 0,6 – 0,8 % peso |
| Blenda | 0,1 – 0,3 % peso |

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

Para determinar la abundancia de cada mineral en la muestra investigada, se determinó la textura mineralógica que se detalla en la Tabla N° 11.

Tabla N° 11: *Textura mineralógica del mineral compuesto*

| Nombre | | Forma | Abundancia Relativa | Tamaño de Grano (µm) |
|--------|--|-------|---------------------|----------------------|
| Pirita | Libre | | I | 20 - 200 |
| | Asociado al cuarzo | | I | 200 |
| | Asociado a la galena | | III | 30 |
| | Presenta inclusiones de chalcopirita | | III | < 5 |
| | Presenta inclusiones de cobre gris | | III | < 5 |
| | Presenta inclusiones de sulfosal rico en bismuto | | III | < 5 |
| | Asociada a la blenda | | III | < 20 |
| Cuarzo | Libre | | I | 100 - 300 |
| | Asociado a la pirita | | I | 200 |

| | | | |
|------------------------------|---|-----|----------|
| | Asociado al Al, S, P, Pb, Ba, Ca | II | 15 - 20 |
| Galena | Libre | III | 10 - 70 |
| | Asociada a la pirita | III | < 30 |
| Blenda | Libre | III | < 80 |
| | Asociada a la pirita | III | < 20 |
| Tenantita | Libre | III | 30 - 100 |
| | Inclusiones en la pirita | III | < 5 |
| | Asociado a la pirita | III | < 5 |
| | Presenta enriquecimiento puntual de plata | II | < 3 |
| Tetrahedrita | Libre | III | 30 - 100 |
| | Inclusiones en la pirita | III | < 5 |
| | Presenta enriquecimiento puntual de plata | | < 3 |
| Proustita | Libre | III | < 12 |
| | Mixta con la pirita | III | |
| Hinsdalita | Libre | III | > 300 |
| Covelita | Libre | III | < 5 |
| Cuprita | Libre | III | < 5 |
| Freibergita | Libre | III | < 5 |
| Sulfoantimoniuro de Fe y Ag | Libre | III | < 5 |
| Sulfosal rico en Bismuto | Inclusiones en la pirita | III | 6 |
| Sulfuro de Plata | Libre | III | < 12 |
| Sulfuro de Ag, Cu, Fe | Libre | III | < 12 |
| Sulfoarseniuro de Ag, Cu, Fe | Libre | III | < 12 |
| Oxidos de Fierro | Libre | III | |

Donde I = Abundante, II = Abundancia media y III = Abundancia pequeña

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

El análisis cuantitativo de la muestra arrojó 12 familias de resultados, de los cuales 10 fueron determinados por el programa de fases reducidas y dos por el programa de fases oxidadas. Los resultados se muestran en las Tablas N° 12 y N° 13.

Tabla N° 12: *Fases reducidas.*

| Fase | Ag | Cu | Pb | Zn | Fe | S | As | Sb | Bi | Total | Compuestos determinados |
|------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|--|
| 1 | 0,00 | 0,51 | - | 0,46 | 39,89 | 51,38 | 0,65 | 0,00 | - | 92,89 | (Fe _{0,97} Cu _{0,02} Zn _{0,01}) _{0,90} (S _{0,99} As _{0,01}) ₂ |
| 2 | 0,00 | 1,61 | - | 0,50 | 34,30 | 46,60 | 5,90 | 0,00 | - | 88,91 | |
| 3 | 0,00 | 0,06 | 83,34 | 0,00 | 4,12 | 13,00 | 0,00 | 0,08 | - | 100,52 | (Pb _{0,93} Fe _{0,07}) _{1,07} (S) |
| 4 | 0,00 | 0,06 | - | 58,77 | 2,00 | 35,43 | 0,00 | 0,00 | - | 96,30 | (Zn _{0,96} Fe _{0,04}) _{0,85} (S) |
| 5 | 0,00 | 0,10 | - | 47,58 | 12,17 | 36,07 | 0,00 | 0,00 | - | 96,26 | (Zn _{0,77} Fe _{0,23}) _{0,84} (S) |
| 6 | 0,00 | 39,96 | - | 0,57 | 2,82 | 31,85 | 20,21 | 2,20 | - | 96,62 | (Cu _{0,91} Fe _{0,07} Zn _{0,01} Ag _{0,01}) _{8,8} (As _{0,94} Sb _{0,061}) _{3,8} S ₁₃ |
| 7 | 1,77 | 36,98 | - | 3,47 | 1,16 | 29,79 | 10,12 | 16,44 | - | 99,72 | (Cu _{0,87} Fe _{0,08} Ag _{0,02} Zn _{0,03}) _{9,4} (Sb _{0,50} As _{0,50}) _{3,8} S ₁₃ |
| 8 | 0,67 | 22,44 | 37,68 | 5,23 | 2,22 | 20,74 | - | 9,54 | - | 98,51 | (Cu _{0,53} Pb _{0,28} Zn _{0,12} Fe _{0,06} Ag _{0,01}) _{8,50} Sb _{1,00} S _{8,30} |
| 9 | 14,79 | 0,00 | - | - | 23,22 | 33,61 | 0,88 | - | 29,33 | 101,83 | Fe _{2,74} Ag _{0,90} (Bi _{0,92} As _{0,08}) _{1,00} S _{6,90} |
| 10 | 0,00 | 0,06 | 60,76 | 0,14 | 2,55 | 8,31 | - | 0,00 | - | 71,82 | |

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

Las fases 2 y 10 no responden a una fórmula mineralógica formal constituyendo las primeras inclusiones puntuales de ciertos micrones diseminados en la matriz de pirita y la segunda un sulfato de plomo asociado a la galena. La fase 9 en donde la presencia de plata fue encontrada en mayor cantidad se encuentra como inclusión de menos de 10 µm en la matriz de pirita, por lo tanto, se orienta la recuperación al proceso de recuperación de plata por lixiviación, ya que para el proceso de flotación, la inclusión de la plata a la pirita le hace un material refractario. Por otro lado, se opta a la evaluación como medio lixivante al NaCN porque la empresa cuenta con una planta de lixiviación para óxidos.

Otras fases ricas en plata tales como sulfuros y sulfoarseniuros de plata han sido encontradas

pero no han podido ser analizadas cuantitativamente debido a su tamaño demasiado pequeño.

El tenor mínimo de plata en estas fases está en 18% alcanzando un máximo hasta de 38 %.

Tabla N° 13: *Fases oxidadas*.

| Fase | SiO ₂ | SO ₃ | Fe O | P ₂ O ₅ | CaO | K ₂ O | PbO | Total | Compuesto determinado |
|------|------------------|-----------------|------|-------------------------------|------|------------------|-------|-------|---|
| 11 | 99,40 | 0,89 | 0,81 | - | - | - | - | 92,89 | |
| 12 | 1,37 | 13,74 | 1,63 | 11,96 | 1,55 | 0,25 | 22,39 | 86,65 | (Pb _{0,65} Ca _{0,25} Ba _{0,10}) _{0,91} Al _{3,63} (PO ₄) _{0,99} (SO ₄) _{1,00} (OH) _{4,62} |

Datos obtenidos por la empresa (L. Calzada)

La fase 11 constituye principalmente el cuarzo que se encuentra en un tamaño del orden de 30 µm.

4.2 Pruebas preliminares de lixiviación

4.2.1 Objetivos de las pruebas preliminares:

a) Utilizar el estándar de laboratorio para las pruebas de lixiviación y ver el comportamiento de las variables intervinientes controladas dentro de nuestra investigación (Porcentaje de sólidos de la pulpa a lixiviar, tiempo de lixiviación, grado de liberación y dilución (L/S).

b) Evaluar el medio lixivante (NaCN) en diferentes concentraciones, considerando que el NaCN es utilizado actualmente en la planta industrial que trata mineral oxidado, por lo tanto, se toma como base el estándar de parámetros a nivel laboratorio.

c) Determinar la influencia del tiempo durante la recuperación de plata en las pruebas de lixiviación.

d) Reevaluar la incidencia del grado de liberación del relave para la máxima recuperación de plata por lixiviación con NaCN.

4.2.2 Procedencia de la muestra:

La muestra fue tomada del depósito de relaves de pirita-plata almacenadas en Ocroyoc (Relavera de empresa), la cual constituye el lugar final de los relaves para los procesos de flotación y lixiviación, tal como se puede apreciar en la Figura N° 3.

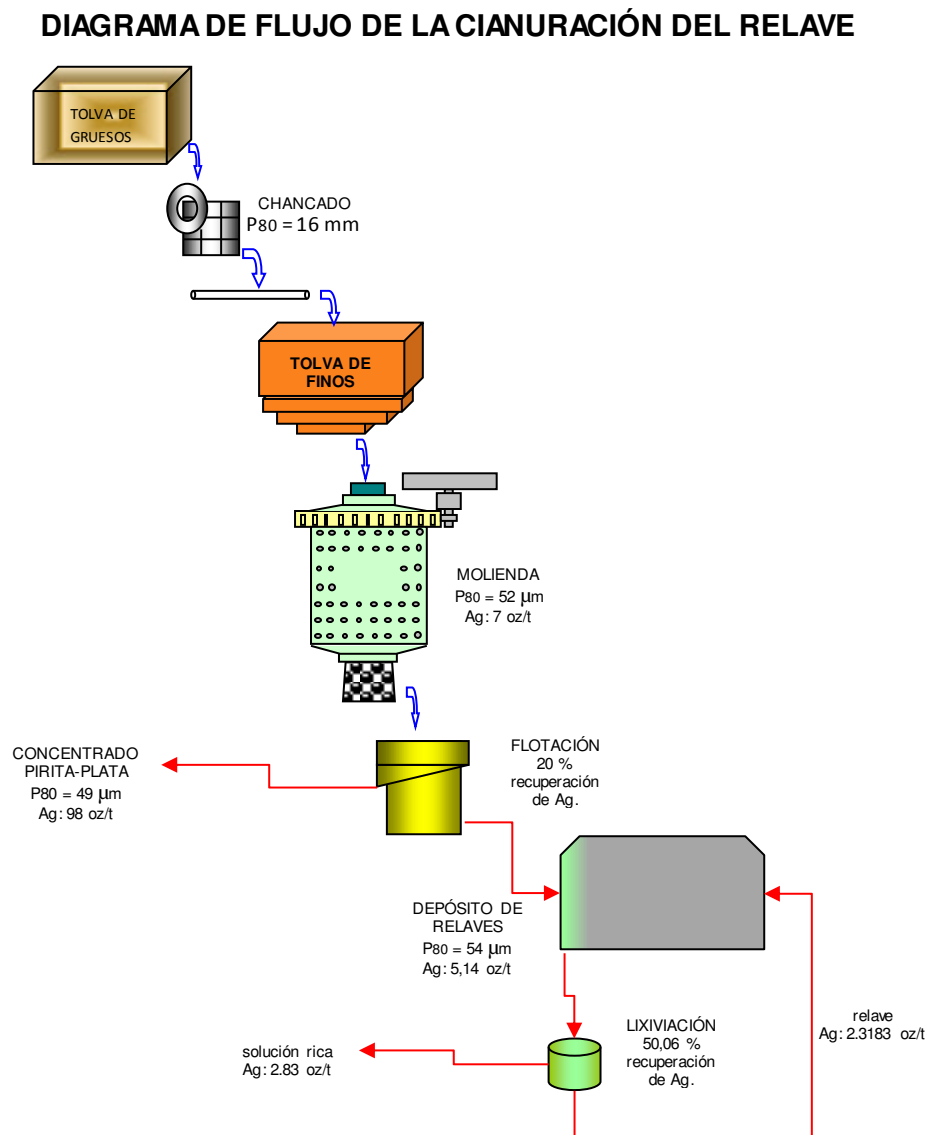


Figura N° 3. Diagrama de flujo de la cianuración del relave.

4.2.3 Análisis químico:

Los resultados de análisis químico de la muestra se describen en la Tabla N° 14, donde indica contenidos de 5,14 oz/t de plata y 0,07 g/t de oro como elementos económicamente favorables.

Tabla N° 14: *Análisis químico de la muestra a lixiviar.*

| Au, g/t | Ag, oz/t | Cu, % | Pb, % | Zn, % | Fe, % | Bi, % |
|----------------|-----------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| 0,07 | 5,14 | 0,05 | 0,17 | 0,21 | 32,1 | 0,02 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

4.2.4 Análisis granulométrico y por MLA de la muestra:

Se detalla por fracciones de tamaño las muestras a lixiviar teniendo como resultado los valores que se muestra en la Tabla N° 15.

Tabla N° 15: *Análisis granulométrico de la muestra en investigación*

| Malla | µm | Peso | % | Ac (-) | Ac (+) |
|--------------|-----------|-------------|----------|---------------|---------------|
| 45 | 354 | 1,8 | 0,9 | 99,1 | 0,9 |
| 60 | 250 | 9,7 | 4,9 | 94,3 | 5,8 |
| 100 | 149 | 14,7 | 7,4 | 86,9 | 13,1 |
| 140 | 105 | 19,1 | 9,6 | 77,4 | 22,7 |
| 200 | 74 | 16,8 | 8,4 | 69,0 | 31,1 |
| -200 | | 137,9 | 69,0 | 0,0 | 100,0 |
| Total | | 200,0 | 100,0 | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Los datos de liberación por superficie expuesta son presentados en tablas con rangos de liberación pre establecidos, detallados en el Anexo N° 8. Estos rangos pueden ser de incrementos del 5%, 10% o 20%, desde partículas con 100 % de superficie representada por el mineral de interés, hasta partículas con 0% de su superficie expuesta (no expuesto), es decir, encapsuladas. El porcentaje de mineral de interés en cada rango dependerá de la proporción de la superficie de la partícula (representada por el perímetro de la partícula en la sección) que es ocupada por el mineral de interés. A continuación se muestran imágenes que evidencian la presencia de los minerales más importantes de plata:

La presencia de freibergita y argentita finamente diseminados en pirita en una fracción -100+150 se muestra en la Figura N° 4.

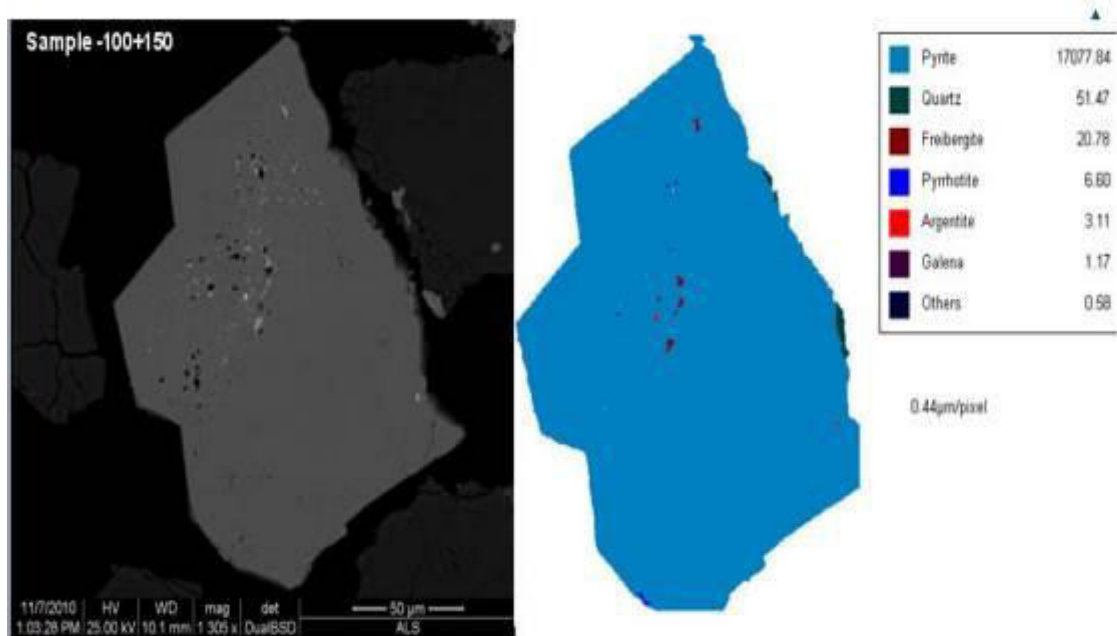


Figura N° 4. Granos de freibergita y argentita finamente diseminados en pirita.

En la Figura N° 5 en la fracción -65+100 se visualizan granos de argentita incluidos en pirita, las mismas por lo que lo hace un material refractario a la flotación.

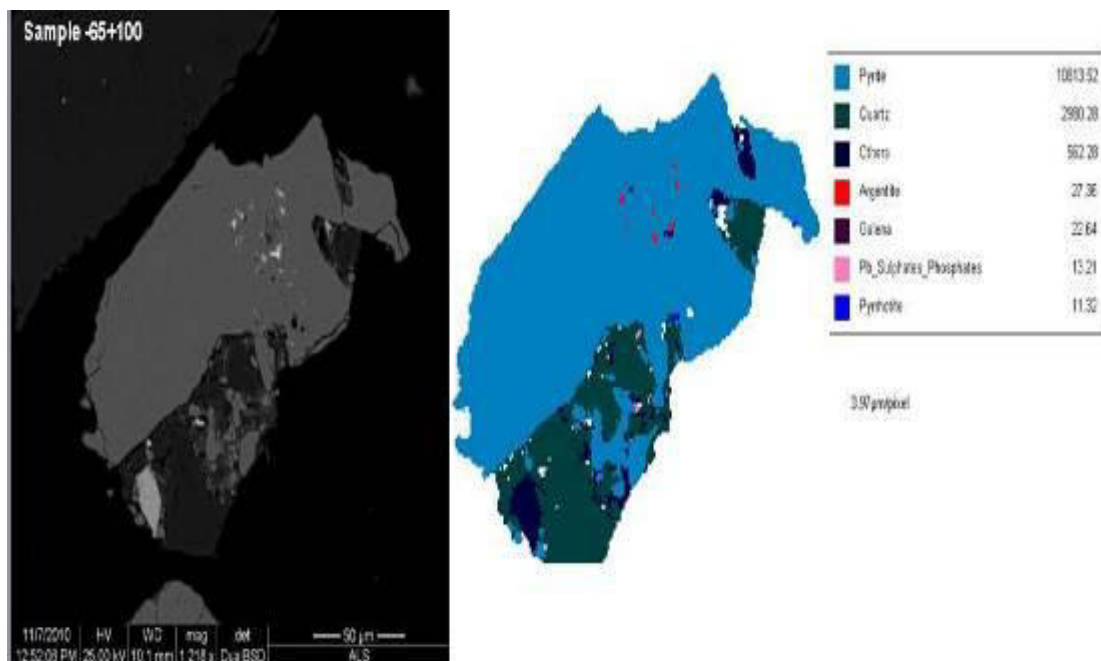


Figura N° 5. Granos de argentita incluidos en pirita.

La exposición más dócil para la lixiviación es la argentita en ensamble simple con pirita, tal como se puede visualizar en la Figura N° 6 en una fracción -65+200.

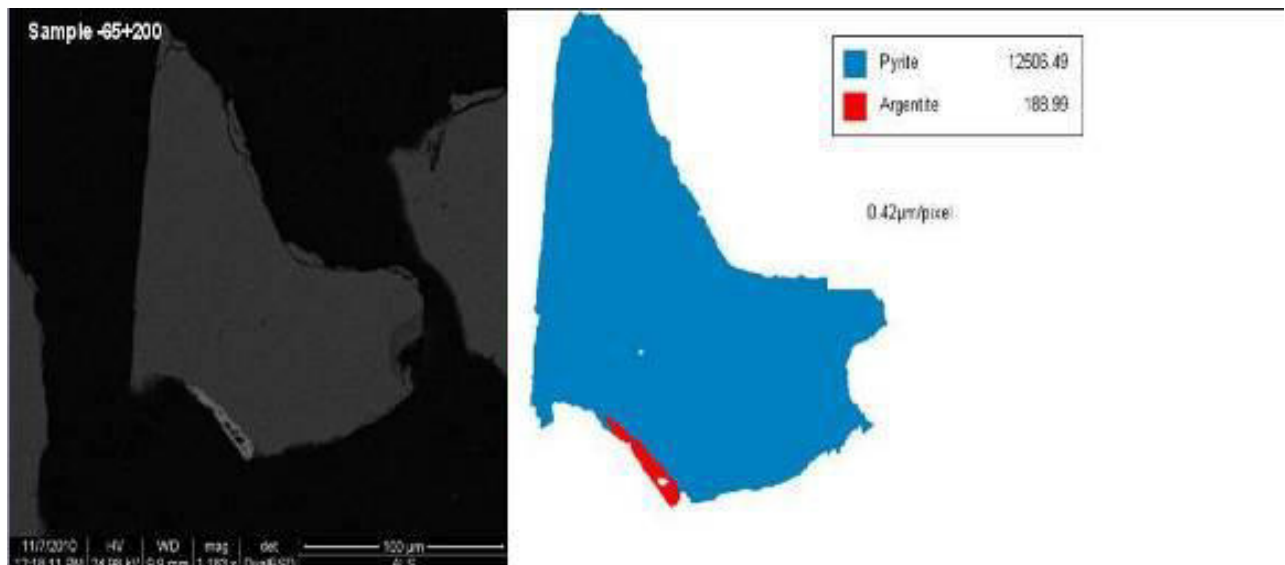


Figura N° 6. Grano de argentita en ensamble simple con pirita.

En la fracción -200+325 en la Figura N° 7 se evidenció la presencia de granos de persita y freibergita asociados a tenantita y tetraedrita.

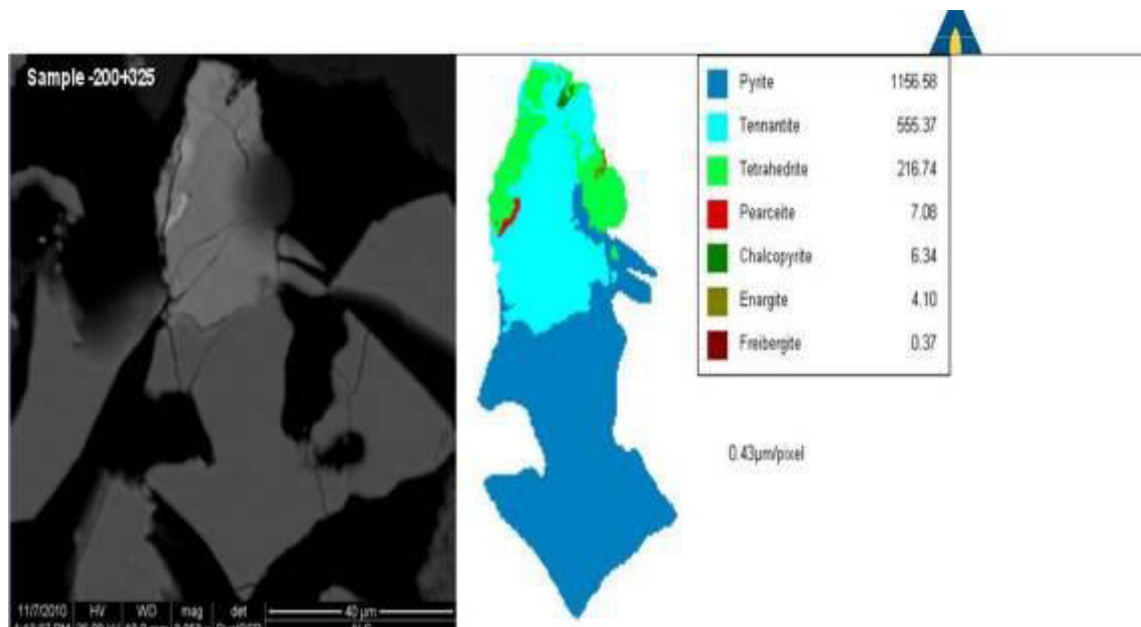


Figura N° 7. Granos de persita y freibergita asociados a tenantita y tetraedrita.

4.2.5 Procedimiento:

La muestra representativa seca es homogenizado y cuarteado con un cortador Jonnes para cada prueba de investigación.

Al material (relave) con granulometría promedio de (P_{80}) de 54 μm , se acondicionó en forma de pulpa a 45% de sólidos (constante en nuestra investigación) y se procedió a la pre oxidación alcalina con peróxido de hidrógeno por ocho horas. Se adicionó una cantidad fija de peróxido para todas las pruebas (9,2 kg/t).

Luego de oxidar el mineral se adicionó a la pulpa 3 600 ppm, 5 500 ppm y 7 000 ppm de cianuro de sodio al 45% de sólidos para cada uno de los experimentos.

En seguida se procedió a lixiviar hasta 72 horas. Se tomaron muestras de solución a las 12 h, 24 h, 48 h y 72 h para mediciones de pH, cianuro, y análisis químicos.

En cada toma de muestra se repuso el cianuro de sodio gastado, según corresponda la prueba.

Las etapas comprenderán: Molienda/Pre-Oxidación y Alcalinización/Cianuración, siguiendo la secuencia según se muestra en la Figura N° 8.

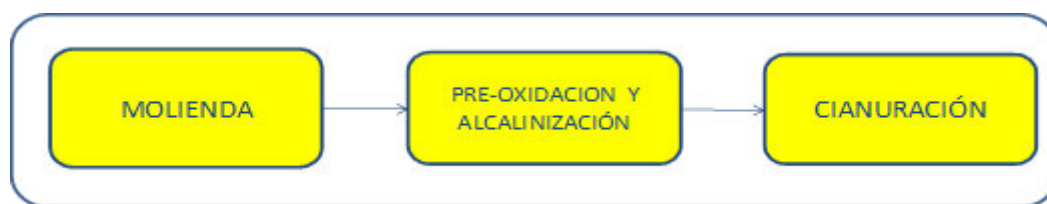


Figura N° 8. Secuencia para la cianuración.

4.2.6 Condiciones de las pruebas:

Variables fijas:

Se mantendrán variables fijas durante la investigación, las mismas que serán para cada una de las pruebas de lixiviación. En la Tabla N° 16 se detallan los parámetros.

Tabla N° 16: *Variables fijas en la lixiviación*

| VARIABLES FIJAS | VALOR |
|---|--------------|
| Peso de relave | 0,50 kg |
| Peso de solución | 0,61 kg |
| P ₈₀ | 54 µm |
| Tiempo de oxidación | 8 horas |
| pH | 10,8 |
| H ₂ O ₂ al 50%: | 9,2 kg/TM |
| Porcentaje de sólidos | 45 % |
| Dilución (L/S) | 1,22 |
| Datos obtenidos en campo (Elaboración propia) | |

Variables de Estudio:

Considerando el NaCN como medio lixivante, es importante saber a qué concentración aporta mayor beneficio dentro del proceso de lixiviación, por lo tanto, en la Tabla N° 17 se detalla las concentraciones utilizadas para las pruebas.

Tabla N° 17: *Variables de estudio en la lixiviación*

| VARIABLES DE ESTUDIO | VALOR |
|---|----------------------------------|
| NaCN | 3 600 ppm, 5 500 ppm y 7 000 ppm |
| Cinética de cianuración | 12 h, 24 h, 48 h y 72 h |
| Datos obtenidos en campo (Elaboración propia) | |

4.2.7 Resultados de las pruebas:

Extracción de plata:

La mayor extracción de plata alcanzada es de 47,2 % al lixiviar con una concentración de 5 500 ppm, tal como se detalla para cada prueba en la Tabla N° 18. Uno de los factores de las bajas extracciones de plata es al encapsulamiento de la plata en la matriz de la pirita (FeS), esta apreciación se debe que al extender el tiempo hasta 72 horas de cianuración no hay mejoras en la extracción de plata.

Tabla N° 18: *Balance de plata*

| (NaCN) | Cab. E. | Cab. C. | Cola | Ext. 12 h | Ext. 24 h | Ext. 48 h | Ext. 72 h |
|---------|---------|---------|------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| | oz/t | oz/t | oz/t | % | % | % | % |
| 3 600 | 5,1 | 5,0 | 2,8 | 40,6 | 41,6 | 44,5 | 43,8 |
| 5 500 | 5,1 | 5,4 | 2,9 | 43,9 | 45,9 | 47,2 | 44,7 |
| 7 000 | 5,1 | 5,3 | 2,9 | 41,7 | 43,6 | 45,5 | 43,1 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Cinética de reacción química:

Aplicamos el modelo matemático para reacción química de la superficie:

$$1-(1-\alpha)^{1/3} = kct$$

Determinamos k para las concentraciones de NaCN a 3600 ppm, 5500 ppm y 7000 ppm tal como se muestra en la Figura N° 9, resaltando que tiene mayor influencia para la cinética a 5500 ppm, por lo tanto, nos quedamos con esta variable para continuar con otras condiciones que contribuyan a obtener la mejor recuperación de plata posible.

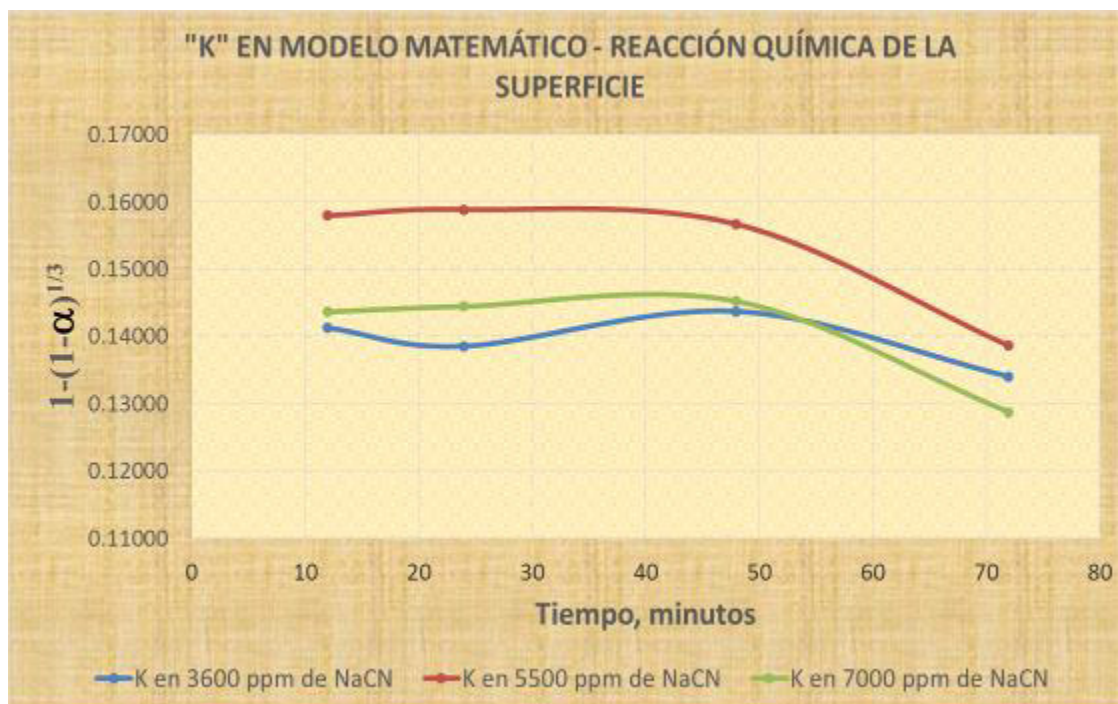


Figura N° 9. Cinética de reacción química

A continuación se detalla las condiciones y resultados de cada una de las pruebas de lixiviación llevadas a cabo a nivel laboratorio:

Los parámetros de prueba y los resultados para la lixiviación con NaCN a 3 600 ppm, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 19 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 20 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 21 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 10 describe la cinética de extracción determinando la ecuación de ajuste de los resultados obtenidos.

Tabla N° 19: Alcalinización y pre oxidación para lixiviación con NaCN a 3 600 ppm.

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | Pre-Oxidación | |
|-------------------|----------------|----------|--|-------------|
| | pH | CaO (g) | Oxidante H ₂ O ₂ | |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,68 | 10.91 | 0,66 | |
| 1 | 11,02 | | | 0,57 |
| 2 | 10,80 | | | 0,57 |
| 3 | 10,81 | | | 0,57 |
| 4 | 10,75 | 10,98 | 0,66 | 0,57 |
| 5 | 10,88 | | | 0,57 |
| 6 | 10,83 | | | 0,57 |
| 7 | 10,85 | | | 0,57 |
| 8 | 10,78 | | | 0,57 |
| TOTAL | | | 1,32 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 20: Consumo de reactivos para la lixiviación a 3 600 ppm de NaCN.

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN DESECHADO [ml] |
|-----------------------|--------------|-------|--------------|-------------|------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | |
| 0 | 1910 | 10.80 | 2200 | 1320 | 0 |
| 12 | 774 | 10.20 | 1220 | 822 | 25 |
| 24 | 1897 | 10.36 | 550 | 450 | 25 |
| 48 | 1452 | 11.30 | 420 | 250 | 25 |
| 72 | 1908 | 11.10 | | | |
| | promedio | 10.75 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 21: Extracción de Ag en la solución rica con 3 600 ppm de NaCN.

| HORAS DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | PLATA DES. ACUM. [mg] | TOTAL [mg] | % RECUP. Acumul. |
|-----------------------|-------------------|------------------|--------------------------------|---------------|------------------------|
| | | | | | |
| 0 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| 12 | 105.54 | 64.50 | 2.64 | 64.50 | 40.60 |
| 24 | 103.80 | 63.43 | 5.23 | 66.07 | 41.60 |
| 48 | 107.10 | 65.45 | 7.91 | 70.68 | 44.50 |
| 72 | 100.90 | 61.66 | 7.91 | 69.57 | 43.80 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

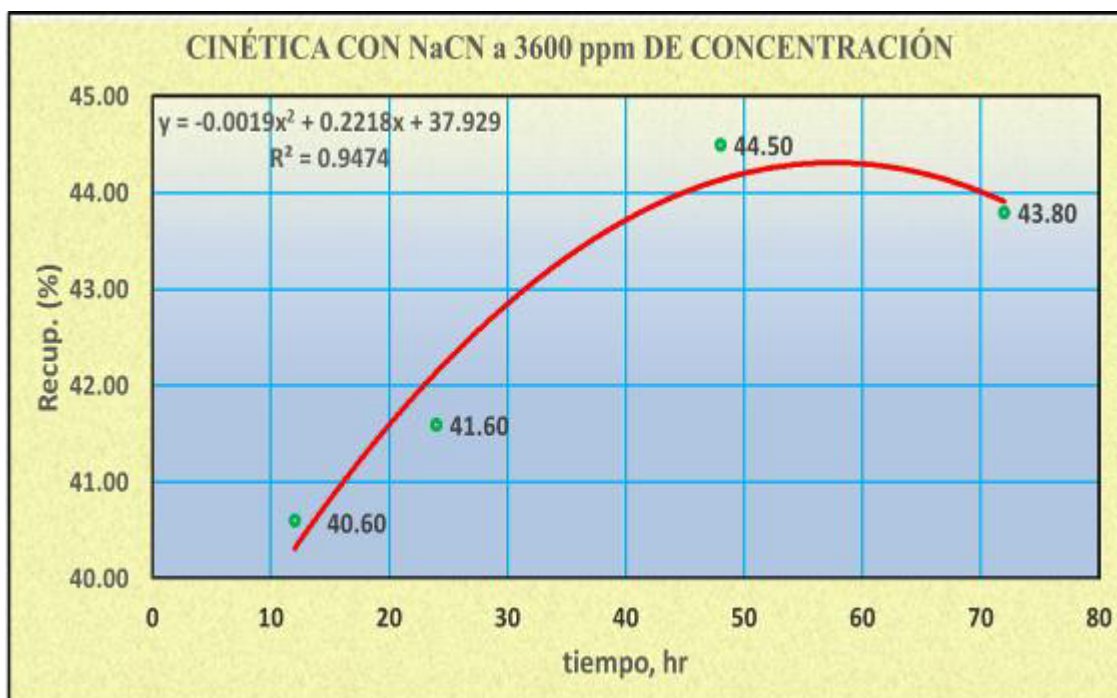


Figura N° 10. Recuperación de Ag en solución con NaCN a 3 600 ppm.

Los parámetros de prueba y los resultados para la lixiviación con NaCN a 5 500 ppm, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 22 muestra los valores de pH, la adición de cal y H_2O_2 durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 23 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 24 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 11 describe la cinética de extracción determinando la ecuación de ajuste de los resultados obtenidos.

Tabla N° 22: Alcalinización y pre oxidación para lixiviación con NaCN a 5500 ppm.

| TIEMPO (horas) | Alcalinización pH | | CaO (g) | Pre-Oxidación Oxidante H ₂ O ₂ |
|-------------------|----------------------|----------|------------|---|
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,55 | 10,87 | 0,73 | |
| 1 | 10,96 | | | 0,57 |
| 2 | 10,92 | | | 0,57 |
| 3 | 10,75 | | | 0,57 |
| 4 | 10,72 | 10,85 | 0,72 | 0,57 |
| 5 | 10,56 | | | 0,57 |
| 6 | 10,67 | | | 0,57 |
| 7 | 10,79 | | | 0,57 |
| 8 | 11,02 | | | 0,57 |
| | TOTAL | | 1,45 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 23: Consumo de reactivos para la lixiviación a 5 500 ppm de NaCN.

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS NaCN [mg] | CAL [mg] | VOLUMEN DESECHADO [ml] |
|-----------------------|--------------|-------|---------------------------|-------------|------------------------------|
| 0 | 2918 | 10.80 | 3361 | 1450 | 0 |
| 12 | 1950 | 10.40 | 1308 | 525 | 25 |
| 24 | 2120 | 10.90 | 1050 | 300 | 25 |
| 48 | 2150 | 10.98 | 525 | 120 | 25 |
| 72 | 2085 | 10.78 | | | |
| | promedio | 10.77 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 24: Extracción de Ag en la solución rica con 5 500 ppm de NaCN.

| HORAS DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | PLATA DES. ACUM. [mg] | TOTAL [mg] | % RECUP. Acumul. |
|-----------------------|-------------------|------------------|--------------------------------|---------------|------------------------|
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 12 | 115,95 | 70,86 | 2,90 | 70,86 | 43,90 |
| 24 | 116,50 | 71,19 | 5,81 | 74,09 | 45,90 |
| 48 | 115,17 | 70,38 | 8,69 | 76,19 | 47,20 |
| 72 | 103,85 | 63,46 | 8,69 | 72,15 | 44,70 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

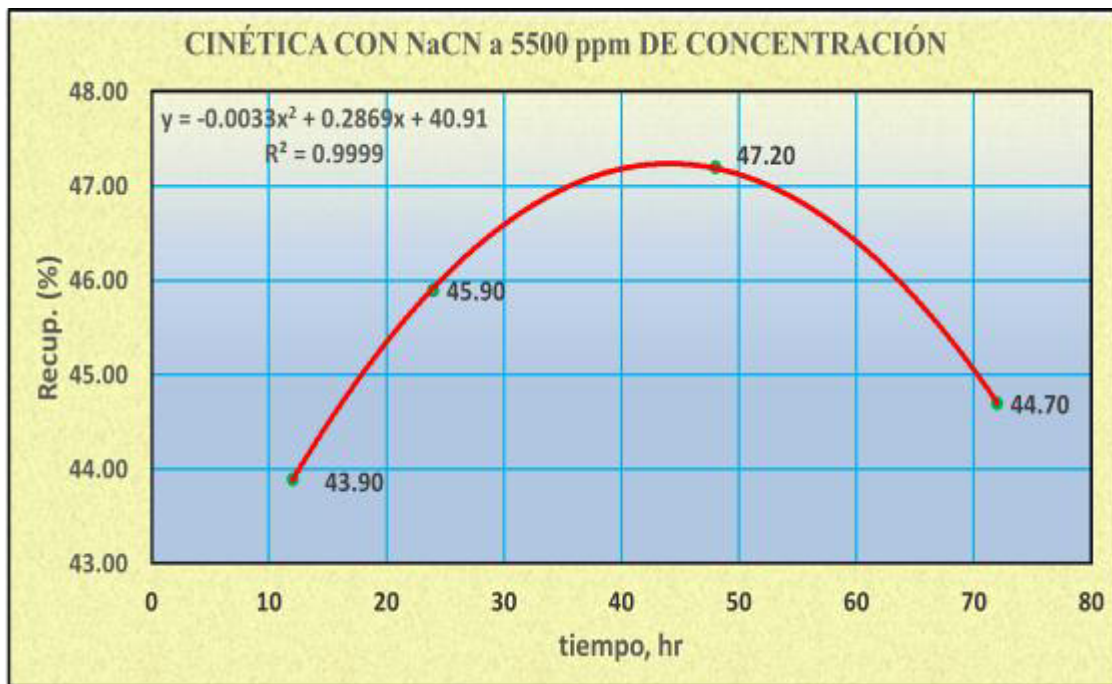


Figura N° 11. Recuperación de Ag en solución con NaCN a 5 500 ppm.

Los parámetros de prueba y los resultados para la lixiviación con NaCN a 7 000 ppm, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 25 muestra los valores de pH, la adición de cal y H_2O_2 durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 26 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 27 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 12 describe la cinética de extracción determinando la ecuación de ajuste de los resultados obtenidos.

Tabla N° 25: Alcalinización y pre oxidación para lixiviación con NaCN a 7 000 ppm.

| TIEMPO (horas) | Alcalinización pH | | CaO (g) | Pre-Oxidación Oxidante H ₂ O ₂ |
|-------------------|----------------------|----------|-------------|---|
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,72 | 10,85 | 0,67 | |
| 1 | 10,33 | | | 0,57 |
| 2 | 10,55 | | | 0,57 |
| 3 | 10,57 | | | 0,57 |
| 4 | 10,87 | 10,89 | 0,59 | 0,57 |
| 5 | 10,86 | | | 0,57 |
| 6 | 10,77 | | | 0,57 |
| 7 | 10,79 | | | 0,57 |
| 8 | 10,88 | | | 0,57 |
| TOTAL | | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 26: Consumo de reactivos para la lixiviación a 7 000 ppm de NaCN.

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN DESECHADO |
|-----------------------|--------------|-------|--------------|-------------|----------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | [ml] |
| 0 | 3715 | 10.80 | 4278 | 1360 | 0 |
| 12 | 2550 | 10.20 | 1308 | 420 | 25 |
| 24 | 3270 | 10.90 | 1050 | 190 | 25 |
| 48 | 3525 | 11.20 | 525 | 40 | 25 |
| 72 | 3150 | 10.85 | | | |
| | promedio | 10.79 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 27: Extracción de Ag en la solución rica con 7 000 ppm de NaCN.

| HORAS DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | PLATA DES. ACUM. [mg] | TOTAL [mg] | % RECUP. Acumul. |
|-----------------------|-------------------|------------------|--------------------------------|---------------|------------------------|
| 0 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| 12 | 107.05 | 65.42 | 2.68 | 65.42 | 41.70 |
| 24 | 107.55 | 65.72 | 5.37 | 68.40 | 43.60 |
| 48 | 108.04 | 66.02 | 8.07 | 71.39 | 45.50 |
| 72 | 97.46 | 59.56 | 8.07 | 67.62 | 43.10 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

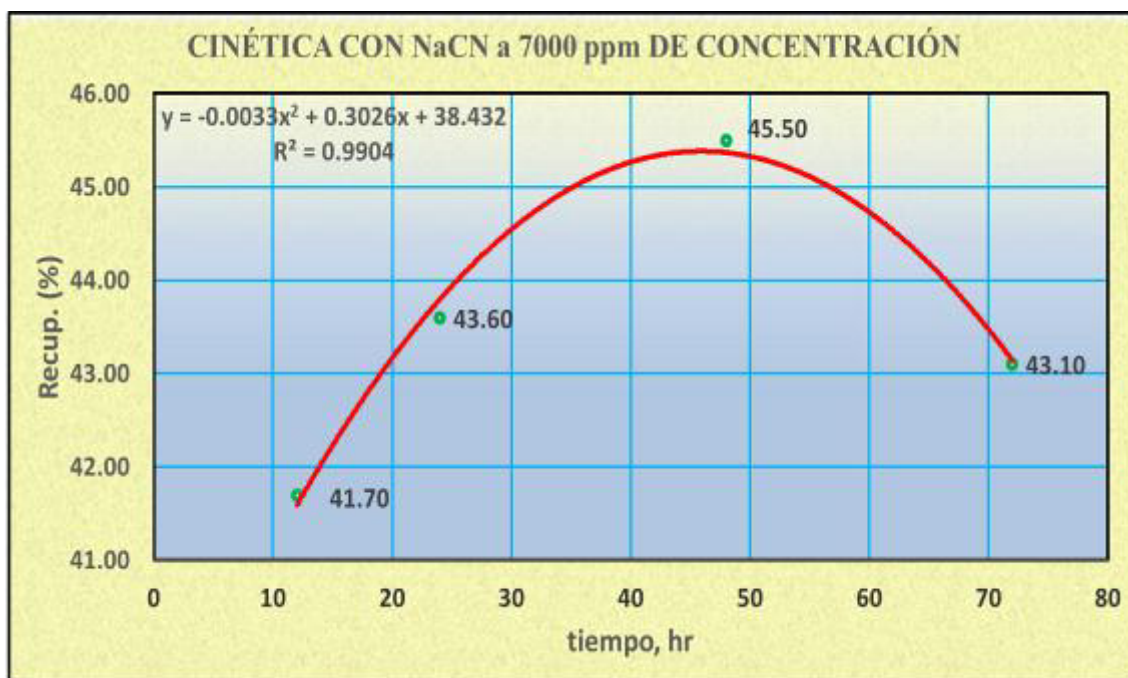


Figura N° 12. Recuperación de Ag en solución con NaCN a 7 000 ppm.

Leyes finales de plata:

La ley final de plata en la solución rica al final de cada prueba (72 hr) se detalla en la Tabla N° 28.

Tabla N° 28: *Leyes de solución rica (mg)*

| (NaCN) ppm | Ag | Au |
|------------|-------|------|
| 3 600 | 69,57 | 0,10 |
| 5 500 | 72,15 | 0,11 |
| 7 000 | 67,62 | 0,11 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Concentración de NaCN:

El cianuro libre equivalente en función a la concentración del NaCN para cada prueba se describe en la Tabla N° 29 siendo el punto inicial de la lixiviación para cada evento.

Tabla N° 29: *Cianuro libre equivalente*

| (NaCN) ppm | CN⁻ ppm | pH |
|-------------------|---------------------------|-----------|
| 3 600 | 1 910 | 10,80 |
| 5 500 | 2 918 | 10,80 |
| 7 000 | 3 715 | 10,80 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Consumo de reactivos:

La mayor extracción alcanzada es al lixiviar con una concentración de 5 500 ppm de NaCN por lo que el consumo de cianuro de sodio es 7,75 kg/t y cal es de 4,83 kg/t como se detalla en la Tabla N° 30.

Tabla N° 30: *Consumo de reactivos de pruebas preliminares*

| (NaCN) | NaCN | Cal | H₂O₂ |
|----------------|-------------|-------------|-----------------------------------|
| ppm | kg/t | kg/t | kg/t |
| 3 600 | 4,42 | 5,73 | 9,28 |
| 5 500 | 7,75 | 4,83 | 9,28 |
| 7 000 | 7,13 | 4,05 | 9,28 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

4.2.8 Comentarios de resultados obtenidos:

De la interpretación del Gráfico N° 9, se determina la concentración de 5 500 ppm de NaCN es muy influyente para la cinética de reacción del cianuro para la recuperación de plata.

La máxima extracción de plata es de 47,2 %, se alcanza al lixiviar con las condiciones de un P₈₀ de 54 µm y 5 500 ppm de NaCN en 48 horas de cianuración.

No hay diferencia o incremento significativo en la extracción de plata al incrementar la concentración a 7 000 ppm de NaCN.

El mejor resultado con mayor extracción de plata obtenido se detalla en la Tabla N° 31.

Tabla N° 31: *Variables de lixiviación con mejor recuperación de plata*

| VARIABLES | VALOR |
|---------------------------------------|------------|
| Peso de relave | 0,50 kg |
| Peso de solución | 0,61 kg |
| P ₈₀ | 54 μ m |
| Tiempo de oxidación | 8 horas |
| Tiempo de lixiviación | 48 horas |
| pH | 10,8 |
| H ₂ O ₂ al 50%: | 9,28 kg/t |
| Porcentaje de sólidos | 45 % |
| Dilución (L/S) | 1,22 |
| Concentración de NaCN | 5 500 ppm |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

4.3 Pruebas finales de Lixiviación

4.3.1 Objetivos de las pruebas de investigación:

a) Demostrar mediante el proceso de lixiviación, incrementar la recuperación de plata del relave que se encuentra con alta ley de plata (5,14 oz/t).

b) Obtener los valores de las variables independientes de la investigación que maximicen la recuperación de plata del relave.

c) Caracterizar la muestra del material para el mejor entendimiento para la lixiviación.

4.3.2 Procedencia de la muestra:

La muestra forma parte de material dispuesto para la investigación, que representan el relave de piritas-plata almacenadas en Ocroyoc (Relavera de empresa) que fueron almacenados durante los años 2011 y 2012.

4.3.3 Análisis químico:

Un análisis químico de la muestra reporta contenidos de 5,14 oz/t de plata y 0,07 g/t de oro tal como se presenta en la Tabla N° 32.

Tabla N° 32: *Análisis químico de la muestra a lixiviar*

| Au, g/t | Ag, oz/t | Cu, % | Pb, % | Zn, % | Fe, % | Bi, % |
|----------------|-----------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| 0,07 | 5,14 | 0,05 | 0,17 | 0,21 | 32,1 | 0,02 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

4.3.4 Análisis granulométrico de la muestra:

La determinación de la muestra a lixiviar por fracciones se presenta en la Tabla N° 33, cuyo P₈₀ es de 54 µm.

Tabla N° 33: *Análisis granulométrico de la muestra en investigación*

| Malla | µm | Peso | % | Ac (-) | Ac (+) |
|--------------|-----------|-------------|----------|---------------|---------------|
| 45 | 354 | 1,8 | 0,9 | 99,1 | 0,9 |
| 60 | 250 | 9,7 | 4,9 | 94,3 | 5,8 |
| 100 | 149 | 14,7 | 7,4 | 86,9 | 13,1 |
| 140 | 105 | 19,1 | 9,6 | 77,4 | 22,7 |
| 200 | 74 | 16,8 | 8,4 | 69,0 | 31,1 |
| -200 | | 137,9 | 69,0 | 0,0 | 100,0 |
| Total | | 200,0 | 100,0 | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

4.3.5 Procedimiento:

La muestra seca es homogenizado y cuarteado con un cortador Jonnes para cada prueba de lixiviación.

Teniendo como precedente los resultados de investigación para este mineral, tanto lo ejecutado por la empresa y los resultados de las pruebas preliminares, tomamos como las variables independientes la variación del agente lixivante (NaCN) y la variación de la temperatura.

A través del diseño hexagonal determinaremos un modelo de segundo orden a fin de procesar e identificar los valores que conllevan a determinar la recuperación óptima de plata en los rangos de evaluación de las variables independientes, teniendo como matriz los valores que contiene la Tabla N° 34.

Las condiciones de las pruebas estarán ligadas a las conclusiones de las pruebas preliminares y de la información que cuenta la empresa, resaltando que el tiempo de lixiviación será de 2 horas ya que en ese tiempo al lixiviar con temperaturas mayores al ambiental, se logró incrementar la recuperación de plata en un material pulverizado. Sin embargo, toma importancia esta variable ya que una lixiviación corta, aun siendo poco probable de pulverizar y tratar a nivel industrial, tiene ventajas para la decisión de la viabilidad.

Tabla N° 34: *Matriz del diseño con nivel inferior y superior.*

| | INFERIOR | SUPERIOR |
|----------------|----------|----------|
| DISEÑO | -1 | 1 |
| X ₁ | 3 | 6 |
| X ₂ | 20 | 60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Las Figuras N° 13 y N° 14 son edificadas en base a la matriz descrita en la tabla N° 35, donde se especifican las 9 pruebas de lixiviación que intervendrán.

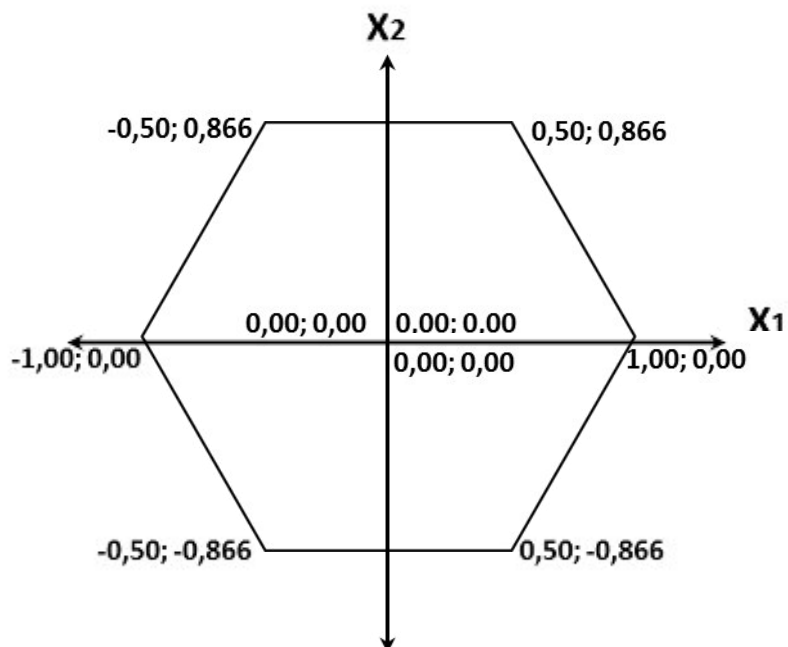


Figura N° 13. Estructura de diseño hexagonal con valores codificados.

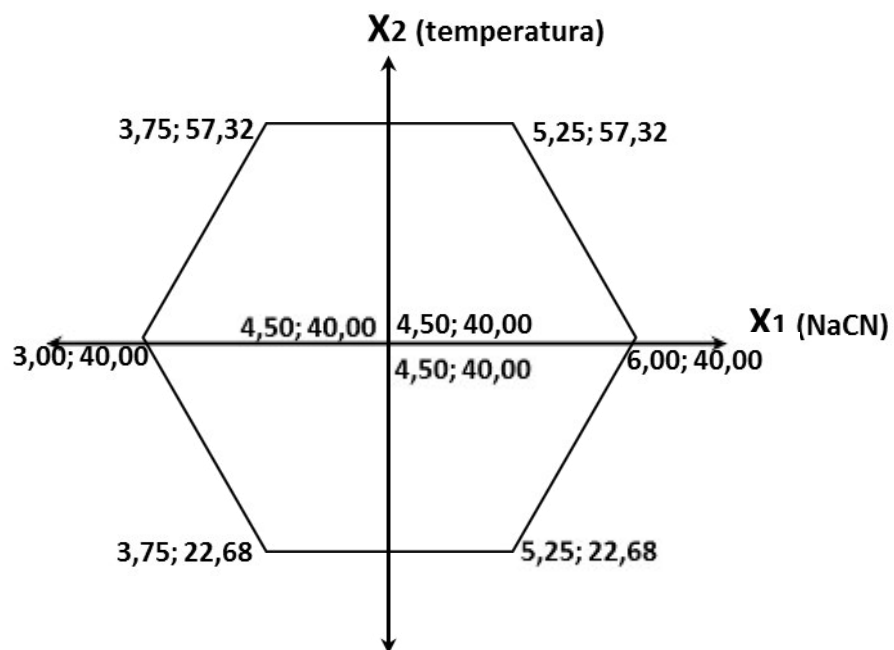


Figura N° 14. Estructura de diseño hexagonal con valores experimentales.

Los valores de la Tabla N° 35 representan los consumos de NaCN en kg/t (X_1) y la temperatura en °C (X_2) para cada una de las pruebas.

Tabla N° 35: *Matriz de nivel de diseño y nivel experimental para las variables independientes*

| PRUEBAS | NIVEL DE DISEÑO | | NIVEL EXPERIMENTAL | |
|---------|--------------------|-------|-----------------------|-------|
| | X_1 | X_2 | X_1 | X_2 |
| 1 | 1,00 | 0,00 | 6,00 | 40,00 |
| 2 | 0,50 | 0,866 | 5,25 | 57,32 |
| 3 | -0,50 | 0,866 | 3,75 | 57,32 |
| 4 | -1,00 | 0,00 | 3,00 | 40,00 |
| 5 | -0,50 | 0,866 | 3,75 | 22,68 |
| 6 | 0,50 | 0,866 | 5,25 | 22,68 |
| 7 | 0,00 | 0,00 | 4,50 | 40,00 |
| 8 | 0,00 | 0,00 | 4,50 | 40,00 |
| 9 | 0,00 | 0,00 | 4,50 | 40,00 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

4.3.6 Condiciones de las pruebas:

Variables fijas:

Para los 9 experimentos de lixiviación se mantendrán variables fijas y similares para cada uno de ellos, los valores se nombran en la Tabla N° 36.

Tabla N° 36: *Variables fijas en la lixiviación*

| VARIABLES FIJAS | VALOR |
|---|--------------|
| Peso de relave | 0,50 kg |
| Peso de solución | 0,61 kg |
| P ₈₀ | 54 µm |
| Tiempo de oxidación | 8 horas |
| Tiempo de lixiviación | 2 horas |
| pH | 10,8 |
| H ₂ O ₂ al 50%: | 9,2 kg/t |
| Porcentaje de sólidos | 45 % |
| Dilución (L/S) | 1,22 |
| Datos obtenidos en campo (Elaboración propia) | |

Variables de Estudio:

Los rangos establecidos como inferior y superior de las variables independientes que serán evaluados como resultado de los experimentos se describen en la Tabla N° 37.

Tabla N° 37: *Variables de estudio en la lixiviación*

| VARIABLES DE ESTUDIO | VALOR |
|---|--------------|
| NaCN | 3 - 6 kg/t |
| Temperatura | 20 - 60 °C |
| Datos obtenidos en campo (Elaboración propia) | |

4.3.7 Determinación de resultados:

Determinación de las respuestas según la cinética de extracción:

A continuación detallaremos las condiciones y resultados de cada una de las 9 pruebas experimentales que contempla el diseño hexagonal:

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 6,00 kg/t de NaCN a una temperatura de 40,00 °C, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 38 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 39 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 40 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 15 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 38: *Alcalinización y pre oxidación para 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización pH | | CaO (g) | Pre-Oxidación Oxidante H ₂ O ₂ |
|-------------------|----------------------|----------|-------------|---|
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,75 | 10,85 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,82 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 39: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS NaCN [mg] | CAL [mg] | VOLUMEN DESECHADO [ml] |
|-----------------------|--------------|-------|---------------------------|-------------|------------------------------|
| 0 | 2583 | 10,80 | 2975 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,90 | | | |
| | promedio | 10,85 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 40: Extracción de Ag en la solución rica con 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. Acumul. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|------------------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 60,40 | 36,91 | 0,00 | 36,91 | 41,35 |
| 2 | 72,31 | 44,19 | 0,00 | 44,19 | 49,50 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

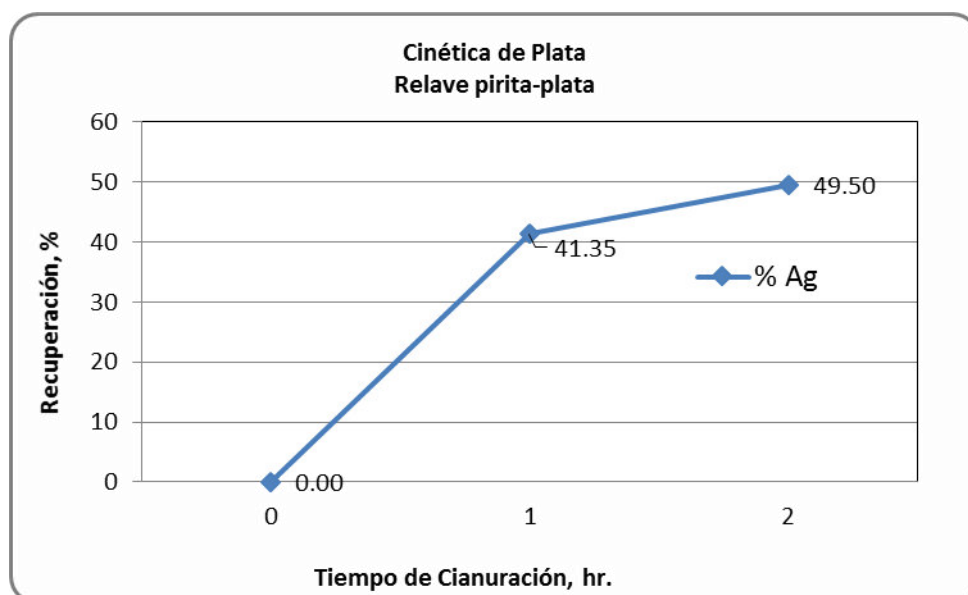


Figura N° 15. Recuperación de Ag en solución con 6,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(313,15^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0208$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 5,25 kg/t de NaCN a una temperatura de 57,32 °C, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 41 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 42 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 43 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 16 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 41: *Alcalinización y pre oxidación para 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización pH | | CaO (g) | Pre-Oxidación Oxidante H₂O₂ |
|---------------------------|------------------------------|-----------------|--------------------|--|
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,75 | 10,81 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,82 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 42: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | VOLUMEN DESECHADO | |
|--------------------------------|----------------------|-----------|----------------------|------------------------------|-------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | [ml] |
| 0 | 2280 | 10,80 | 2626 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,78 | | | |
| | promedio | 10,79 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 43: Extracción de Ag en la solución rica con 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. Acumul. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|------------------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 63,30 | 38,68 | 0,00 | 38,68 | 43,33 |
| 2 | 72,02 | 44,01 | 0,00 | 44,01 | 49,30 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

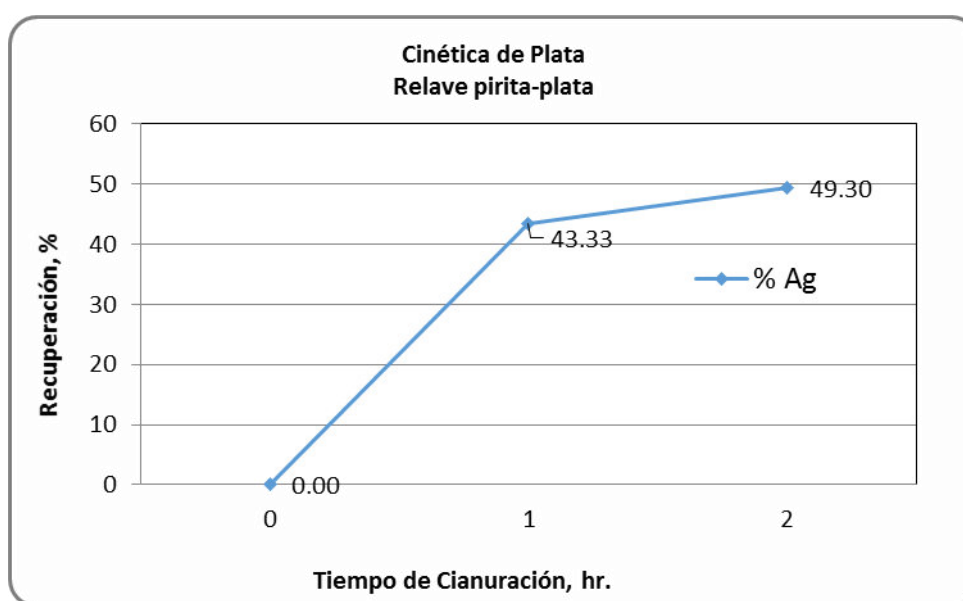


Figura N° 16. Recuperación de Ag en solución con 5,25 kg/t de NaCN y 57,32 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(330,47^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0255$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 3,75 kg/t de NaCN a una temperatura de 57,32 °C, se muestran de la

siguiente manera: La Tabla N° 44 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 45 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 46 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 17 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 44: *Alcalinización y pre oxidación para 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | Pre-Oxidación | |
|---------------------------------|-----------------------|--------------------------|--|-------------|
| | pH | CaO (g) | Oxidante H₂O₂ | |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,82 | 10,80 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,82 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 45: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 1629 | 10,80 | 1876 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,73 | | | |
| | promedio | 10,77 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 46: Extracción de Ag en la solución rica con 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. Acumul. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|------------------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 68,60 | 41,92 | 0,00 | 41,92 | 46,96 |
| 2 | 70,85 | 43,30 | 0,00 | 43,30 | 48,50 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

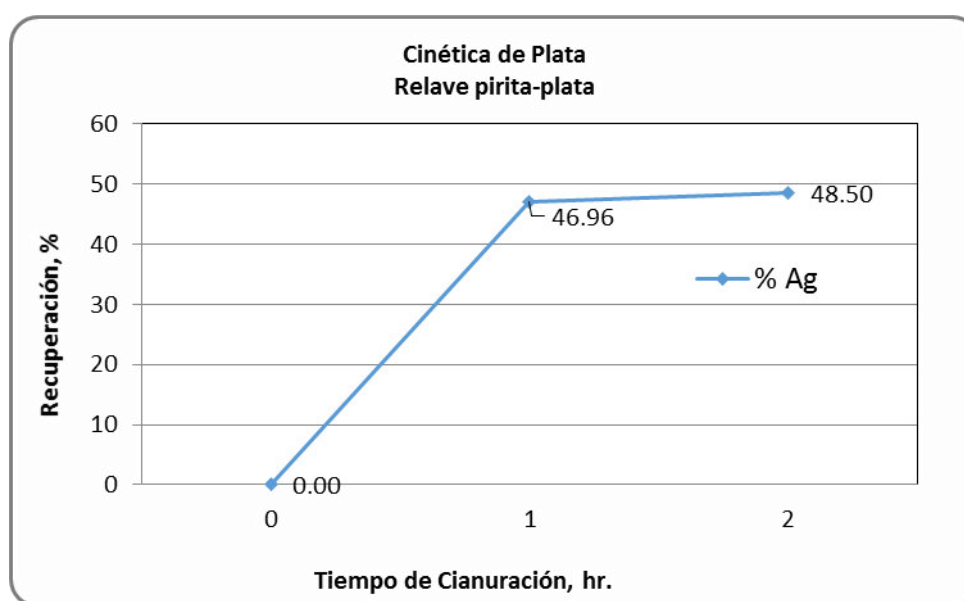


Figura N° 17. Recuperación de Ag en solución con 3,75 kg/t de NaCN y 57,32 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(330,47^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0255$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 3,00 kg/t de NaCN a una temperatura de 40,00 °C, se muestran de la

siguiente manera: La Tabla N° 47 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 48 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 49 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 18 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 47: *Alcalinización y pre oxidación para 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | Pre-Oxidación | |
|---------------------------------|-----------------------|--------------------------|--|-------------|
| | pH | CaO (g) | Oxidante H₂O₂ | |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,80 | 10,80 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,81 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 48: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 1302 | 10,80 | 1500 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,75 | | | |
| | promedio | 10,78 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 49: Extracción de Ag en la solución rica con 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. Acumul. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|------------------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 62,99 | 38,49 | 0,00 | 38,49 | 43,12 |
| 2 | 70,11 | 42,84 | 0,00 | 42,84 | 48,00 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

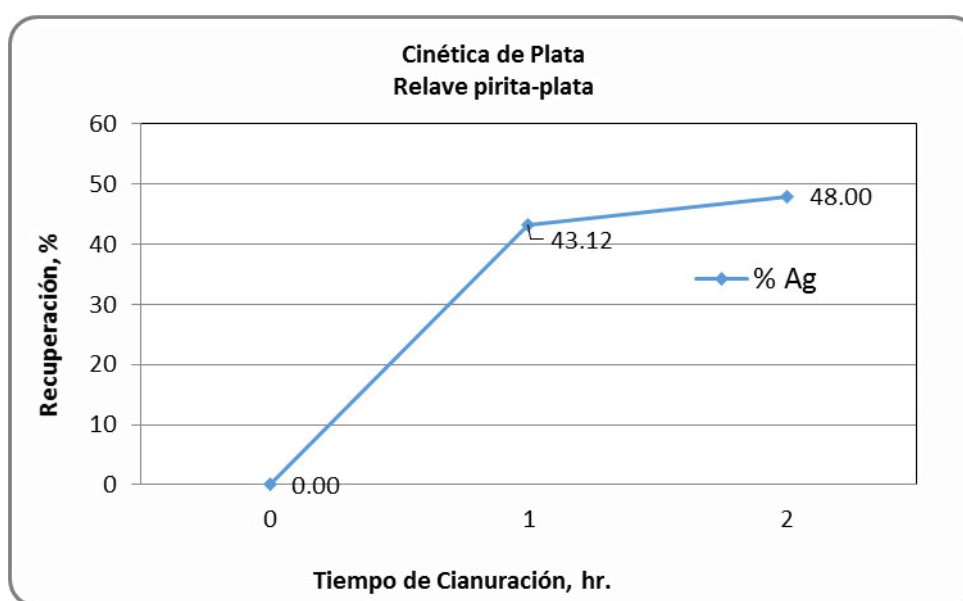


Figura N° 18. Recuperación de Ag en solución con 3,00 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(313,15^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0208$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 3,75 kg/t de NaCN a una temperatura de 22,68 °C, se muestran de la

siguiente manera: La Tabla N° 50 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 51 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 52 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 19 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 50: *Alcalinización y pre oxidación para 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | Pre-Oxidación | |
|---------------------------------|-----------------------|--------------------------|--|-------------|
| | Ph | CaO (g) | Oxidante H₂O₂ | |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,80 | 10,80 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,75 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 51: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 1628 | 10,80 | 1875 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,70 | | | |
| | promedio | 10,75 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 52: Extracción de Ag en la solución rica con 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C.

| HORAS | | | PLATA | | |
|--------|----------|----------|-------|-------|---------|
| DE | SOLUCIÓN | SOLUCIÓN | DES. | TOTAL | % |
| LIXIV. | [ppm] | [mg] | ACUM. | [mg] | RECUP. |
| | | | [mg] | | Acumul. |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 68,70 | 41,98 | 0,00 | 41,98 | 47,03 |
| 2 | 71,29 | 43,57 | 0,00 | 43,57 | 48,80 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

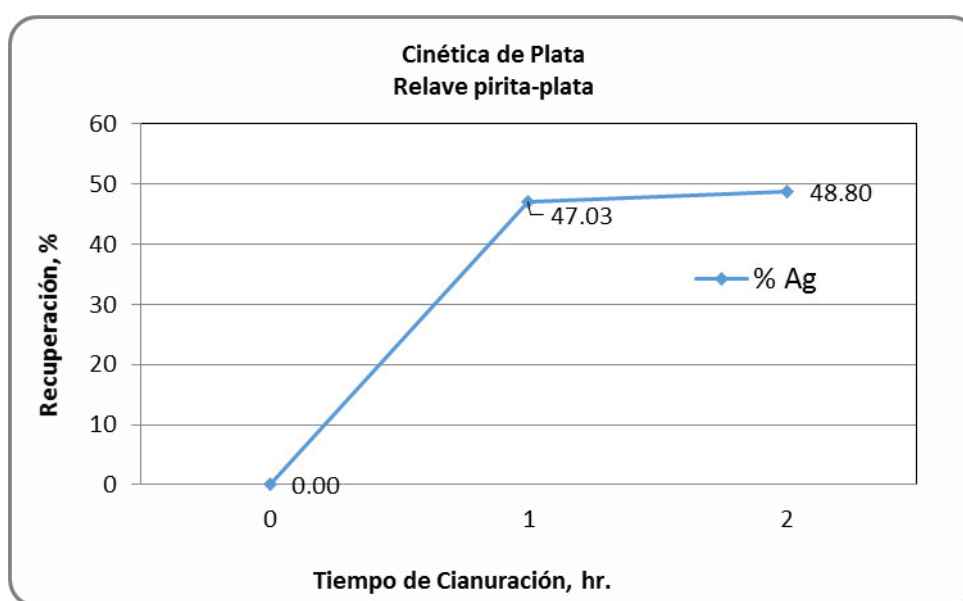


Figura N° 19. Recuperación de Ag en solución con 3,75 kg/t de NaCN y 22,68 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(295,83^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0166$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 5,25 kg/t de NaCN a una temperatura de 22,68 °C, se muestran de la

siguiente manera: La Tabla N° 53 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 54 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 55 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 20 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 53: *Alcalinización y pre oxidación para 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | Pre-Oxidación | |
|---------------------------------|-----------------------|--------------------------|--|-------------|
| | pH | CaO (g) | Oxidante H₂O₂ | |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,91 | 10,80 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,82 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 54: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 2279 | 10,80 | 2625 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,77 | | | |
| | promedio | 10,79 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 55: Extracción de Ag en la solución rica con 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. Acumul. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|------------------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 69,90 | 42,72 | 0,00 | 42,72 | 47,85 |
| 2 | 71,87 | 43,92 | 0,00 | 43,92 | 49,20 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

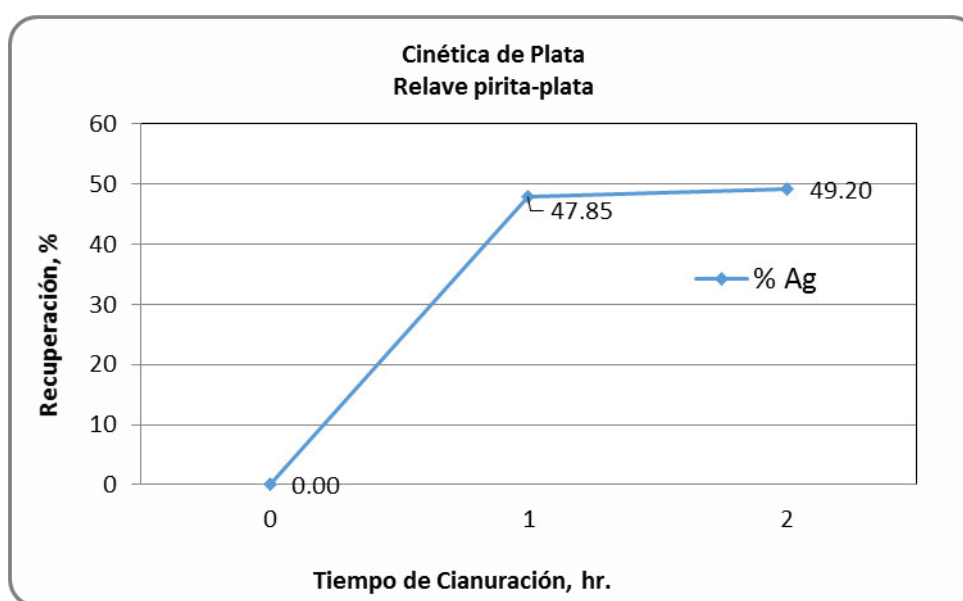


Figura N° 20. Recuperación de Ag en solución con 5,25 kg/t de NaCN y 22,68 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(295,83^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0166$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 4,50 kg/t de NaCN a una temperatura de 40,00 °C, se muestran de la

siguiente manera: La Tabla N° 56 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 57 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 58 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 21 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 56: *Alcalinización y pre oxidación para 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización pH | | CaO (g) | Pre-Oxidación Oxidante H₂O₂ |
|---------------------------------|------------------------------------|-----------------|--------------------------|--|
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,80 | 10,80 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,79 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 57: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 1954 | 10,80 | 2250 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,79 | | | |
| | promedio | 10,80 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 58: Extracción de Ag en la solución rica con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. Acumul. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|------------------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 68,75 | 42,01 | 0,00 | 42,01 | 47,06 |
| 2 | 73,04 | 44,63 | 0,00 | 44,63 | 50,00 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

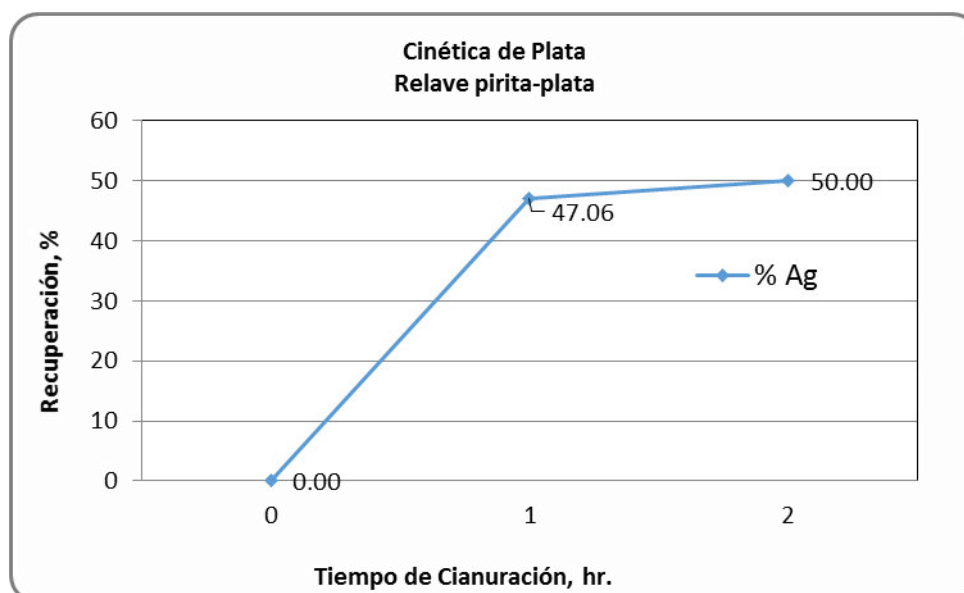


Figura N° 21. Recuperación de Ag en solución con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(313,15^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0208$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 4,50 kg/t de NaCN a una temperatura de 40,00 °C, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 59 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 60 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 61 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 22 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 59: *Alcalinización y pre oxidación para 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | Pre-Oxidación | |
|---------------------------------|-----------------------|--------------------------|--|-------------|
| | pH | CaO (g) | Oxidante H₂O₂ | |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,81 | 10,84 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,77 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 60: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 1954 | 10,80 | 2250 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,73 | | | |
| | promedio | 10,77 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 61: Extracción de Ag en la solución rica con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

| HORAS | DE | SOLUCIÓN | SOLUCIÓN | PLATA | | |
|-------|--------|----------|----------|-------|-------|---------|
| | LIXIV. | [ppm] | [mg] | DES. | TOTAL | % |
| | | | | ACUM. | [mg] | RECUP. |
| | | | | [mg] | | Acumul. |
| 0 | | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | | 68,26 | 41,71 | 0,00 | 41,71 | 46,73 |
| 2 | | 72,74 | 44,45 | 0,00 | 44,45 | 49,80 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

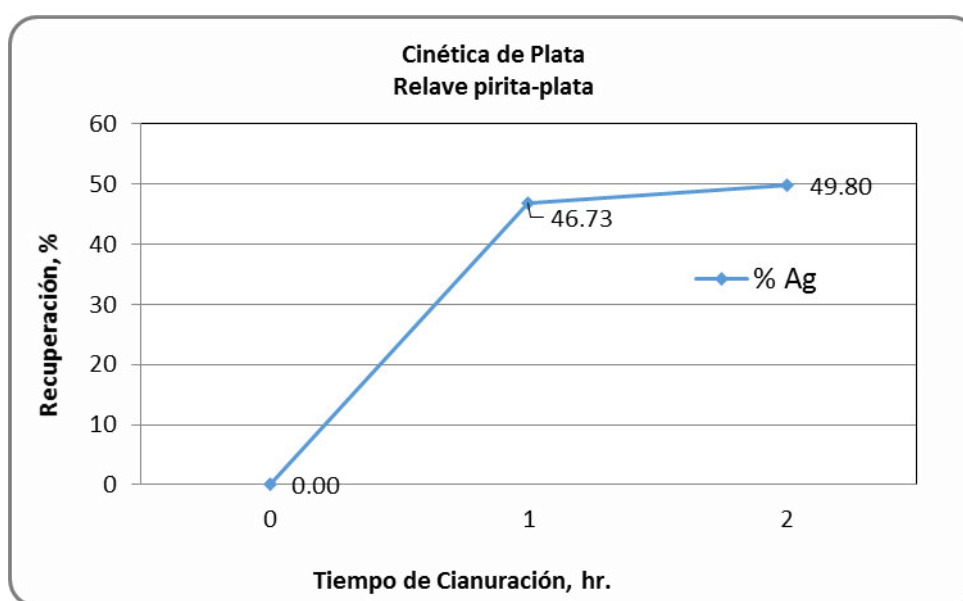


Figura N° 22. Recuperación de Ag en solución con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = -RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(313,15^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0208$$

Los parámetros para el experimento y los resultados obtenidos al finalizar la lixiviación con un consumo de 4,50 kg/t de NaCN a una temperatura de 40,00 °C, se muestran de la siguiente manera: La Tabla N° 62 muestra los valores de pH, la adición de cal y H₂O₂ durante las 8 hr de alcalinización y pre oxidación. La Tabla N° 63 nos muestra la adición de NaCN y cal durante la lixiviación por 2 horas, denotando el cianuro libre durante el proceso. La Tabla N° 64 muestra los resultados de la extracción de plata en la solución rica. Finalmente la Figura N° 23 describe la cinética de extracción.

Tabla N° 62: *Alcalinización y pre oxidación para 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| TIEMPO (horas) | Alcalinización | | CaO (g) | Pre-Oxidación |
|---------------------------------|-----------------------|-----------------|--------------------------|--|
| | pH | | | Oxidante H₂O₂ |
| | Inicio | Ajustado | Adición | g |
| 0 | 10,80 | 10,82 | 1,26 | 4,60 |
| 1 | | | | |
| 2 | | | | |
| 3 | | | | |
| 4 | | | | |
| 5 | | | | |
| 6 | | | | |
| 7 | | | | |
| 8 | 10,78 | | | |
| | TOTAL | | 1,26 | 4,60 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 63: *Consumo de reactivos para la lixiviación con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.*

| HORAS DE LIXIV. | CN- [ppm] | pH | REACTIVOS | | VOLUMEN |
|--|----------------------------|-----------|----------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| | | | NaCN [mg] | CAL [mg] | DESECHADO [ml] |
| 0 | 1954 | 10,80 | 2250 | 1490 | 0 |
| 1 | | | | | |
| 2 | | 10,75 | | | |
| | promedio | 10,78 | | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla N° 64: Extracción de Ag en la solución rica con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

| HORAS | | | PLATA DES. ACUM. | | % RECUP. |
|--------------|-------------------|------------------|------------------------|---------------|-------------|
| DE LIXIV. | SOLUCIÓN [ppm] | SOLUCIÓN [mg] | [mg] | TOTAL [mg] | Acumul. |
| 0 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 |
| 1 | 68,55 | 41,89 | 0,00 | 41,89 | 46,93 |
| 2 | 73,18 | 44,72 | 0,00 | 44,72 | 50,10 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

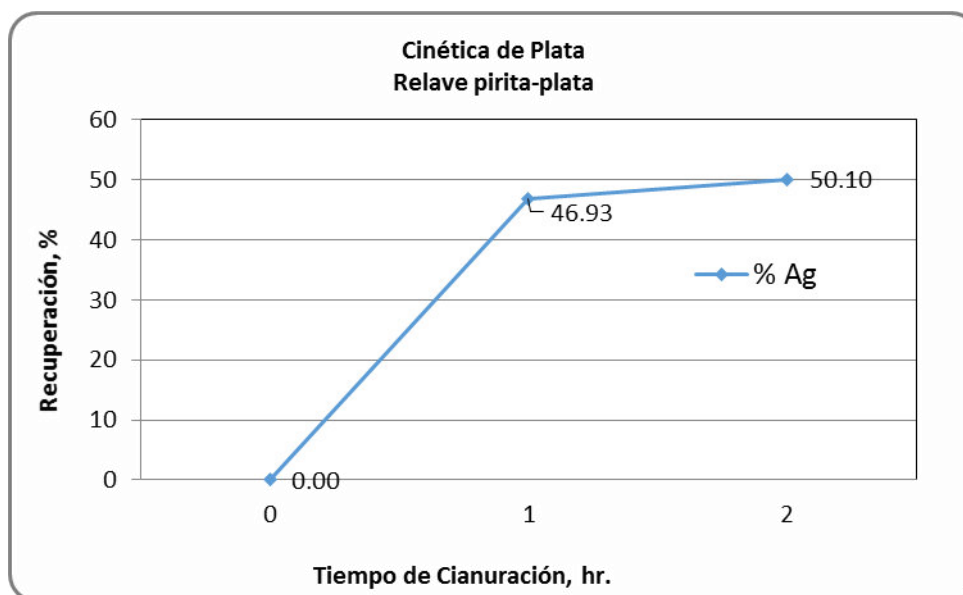


Figura N° 23. Recuperación de Ag en solución con 4,50 kg/t de NaCN y 40,00 °C.

Cálculo de la constante de equilibrio de la reacción a 40 °C.

$$\Delta G = - RT \ln K$$

$\Delta G = 2,4$ kcal/mol, de Tabla N° 2, determinado por Deitz y Halpern.

$$2,4 \text{ kcal/mol} = - (0,00198 \text{ kcal/mol}^\circ\text{K})(313,15^\circ\text{K}) \ln K$$

$$\ln K = - 3,8707$$

$$K = 0,0208$$

El resumen de recuperación por extracción de las 9 pruebas experimentales se detalla en la Tabla N° 65.

Tabla N° 65: *Respuestas según cinética de extracción*

| PRUEBA | RECUPERACIÓN POR EXTRACCIÓN |
|--------|--------------------------------|
| 1 | 49,50 |
| 2 | 49,30 |
| 3 | 48,50 |
| 4 | 48,00 |
| 5 | 48,80 |
| 6 | 49,20 |
| 7 | 50,00 |
| 8 | 49,80 |
| 9 | 50,10 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Determinación de las constantes de la ecuación matemática:

Correspondiendo para el diseño una fórmula cuadrática paraboloide elíptico como la ecuación (1), determinamos las constantes a través del método de Doolittle (Tabla N° 66) y obtenemos la ecuación (2), con la cual se puede edificar las figuras como superficies de respuesta.

$$Y = B_0 + B_1 \cdot X_1 + B_2 \cdot X_2 + B_{11} \cdot (X_1)^2 + B_{22} \cdot (X_2)^2 + B_{12} \cdot X_1 \cdot X_2 \quad \dots\dots (1)$$

Tabla N° 66: *Constantes de la ecuación matemática*

| CONSTANTES | VALOR |
|-----------------|-------------|
| B ₀ | 0,23094688 |
| B ₁ | 0,70 |
| B ₂ | -0,05773672 |
| B ₁₁ | -1,21666667 |
| B ₁₂ | 0,23094688 |
| B ₂₂ | -0,95005574 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

$$Y = 0,23 + 0,70 \cdot X_1 - 0,06 \cdot X_2 - 1,22 \cdot (X_1)^2 - 0,95 \cdot (X_2)^2 + 0,23 \cdot X_1 \cdot X_2 \dots (2)$$

Se puede resaltar que el cianuro de sodio frente a la temperatura tiene mayor efecto significativo en el proceso por tener una constante positiva.

La ecuación (2) se desarrolló en base a la información obtenida en laboratorio y una hoja excel, validando con el programa estadístico statgraphic plus, para el set de datos del diseño hexagonal.

Prueba de hipótesis con tratamiento estadístico

La hipótesis general: “El proceso de lixiviación permitirá mejorar la recuperación de plata del relave de flotación en empresa Administradora Cerro S.A.C.”, con las pruebas de lixiviación se obtiene un incremento en la recuperación de plata, bajo un rango de investigación establecido. Con la información de las pruebas de lixiviación se determina una ecuación matemática que permita obtener un óptimo de recuperación de plata, para ello, debemos aceptar o rechazar estadísticamente tal ecuación.

Llevando a cabo el análisis de varianza del modelo de la Tabla N° 67, se obtiene un coeficiente de correlación R^2 igual a 0,9845 (3,9205/3,9822), por lo tanto, se acepta la ecuación matemática.

A nivel de significación del contraste (test) 0,05 el valor de F en tabla estadístico es 9,01, por lo tanto, los valores mayores a este valor son significativos. El valor obtenido es 38,15.

Tabla N° 67: *Análisis de varianza del modelo*

| FUENTE DE VARIACIÓN | SUMA DE CUADRADOS | GRADOS DE LIBERTAD | CUADRADO MEDIO | VARIANZA | F - ratio |
|---------------------|-------------------|--------------------|----------------|----------|-----------|
| REGRESIÓN | 3,9205 | 5 | 0,7841 | V1 | 38,15 |
| RESIDUAL | 0,0616 | 3 | 0,0205 | V2 | |
| TOTAL | 3,9822 | 8 | 0,4977 | | |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

A nivel de significación del contraste (test) 0,05 el valor de F en tabla estadístico si es menor a 18,05 el desajuste no es significativo. Se muestra los valores de V1 y V2 en la Tabla N° 68, donde las varianzas V1 (0,0150) y V2 (0,233) son diferentes, por lo tanto, la hipótesis se acepta.

Tabla N° 68: *Análisis de varianzas del desajuste*

| FUENTE DE VARIACIÓN | SUMA DE CUADRADOS | GRADOS DE LIBERTAD | CUADRADO MEDIO | VARIANZA | F - ratio |
|---------------------|-------------------|--------------------|----------------|----------|-----------|
| DESAJUSTE | 0,0150 | 1 | 0,0150 | V1 | 0,6400 |
| ERROR | 0,0466 | 2 | 0,0233 | V2 | |
| TOTAL | 0,0616 | 3 | 0,0205 | | |

(RESIDUAL)

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Determinación de las respuestas según el modelo matemático:

El resumen de recuperación aplicando el modelo matemático de las 9 pruebas experimentales se detalla en la Tabla N° 69.

Tabla N° 69: *Respuestas según modelo matemático.*

| PRUEBA | RECUPERACIÓN POR ECUACIÓN |
|---------------|--------------------------------------|
| 1 | 49,45 |
| 2 | 49,35 |
| 3 | 48,45 |
| 4 | 48,05 |
| 5 | 48,75 |
| 6 | 49,25 |
| 7 | 49,97 |
| 8 | 49,97 |
| 9 | 49,97 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Tabla de máxima recuperación

Las variables óptimas del diseño experimental estarían dado al obtener la máxima recuperación de plata obtenida con la ecuación (2), siendo para esta investigación de 50,06 %, donde la variable óptima de X_1 es 4,8 kg/t de cianuro de sodio y la variable óptima X_2 es 40 °C de temperatura durante la etapa de oxidación, tal como se detallan en la Tabla N° 70.

Tabla N° 70: *Recuperaciones de plata por modelamiento matemático.*

| Temperatura (C°)→ | | | 20,00 | 24,00 | 28,00 | 32,00 | 36,00 | 40,00 | 44,00 | 48,00 | 52,00 | 56,00 | 60,00 |
|-------------------|------------------|------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| NaCN | | | | | | | | | | | | | |
| (kg/t)↓ | X ₁ ↓ | X ₂ → | -1 | -0,8 | -0,6 | -0,4 | -0,2 | 0 | 0,2 | 0,4 | 0,6 | 0,8 | 1 |
| 3 | -1 | | 47,39 | 47,67 | 47,88 | 48,01 | 48,07 | 48,05 | 47,95 | 47,78 | 47,53 | 47,21 | 46,81 |
| 3,3 | -0,8 | | 47,92 | 48,21 | 48,43 | 48,57 | 48,64 | 48,63 | 48,54 | 48,38 | 48,14 | 47,83 | 47,44 |
| 3,6 | -0,6 | | 48,35 | 48,66 | 48,88 | 49,04 | 49,11 | 49,11 | 49,03 | 48,88 | 48,65 | 48,34 | 47,96 |
| 3,9 | -0,4 | | 48,69 | 49,00 | 49,24 | 49,40 | 49,48 | 49,49 | 49,42 | 49,28 | 49,06 | 48,76 | 48,39 |
| 4,2 | -0,2 | | 48,93 | 49,25 | 49,50 | 49,67 | 49,76 | 49,78 | 49,72 | 49,58 | 49,37 | 49,09 | 48,72 |
| 4,5 | 0 | | 49,07 | 49,40 | 49,66 | 49,84 | 49,94 | 49,97 | 49,92 | 49,79 | 49,59 | 49,31 | 48,96 |
| 4,8 | 0,2 | | 49,12 | 49,46 | 49,72 | 49,91 | 50,02 | 50,06 | 50,02 | 49,90 | 49,71 | 49,44 | 49,10 |
| 5,1 | 0,4 | | 49,07 | 49,42 | 49,69 | 49,89 | 50,01 | 50,05 | 50,02 | 49,91 | 49,73 | 49,47 | 49,14 |
| 5,4 | 0,6 | | 48,92 | 49,28 | 49,56 | 49,76 | 49,89 | 49,95 | 49,93 | 49,83 | 49,66 | 49,41 | 49,08 |
| 5,7 | 0,8 | | 48,67 | 49,04 | 49,33 | 49,55 | 49,68 | 49,75 | 49,74 | 49,65 | 49,48 | 49,24 | 48,92 |
| 6 | 1 | | 48,33 | 48,70 | 49,00 | 49,23 | 49,38 | 49,45 | 49,45 | 49,37 | 49,21 | 48,98 | 48,67 |

Datos obtenidos en campo (Elaboración propia)

Aplicando la ecuación matemática para valores de X₁ y X₂ dentro de los rangos de nivel superior e inferior establecidos, se pueden edificar las Figuras N° 24 y N° 25 que corresponden al análisis gráfico espacial de respuesta y análisis gráfico de superficie, respectivamente.

ANÁLISIS GRÁFICO ESPACIAL DE RESPUESTA DE RECUPERACIÓN DE PLATA

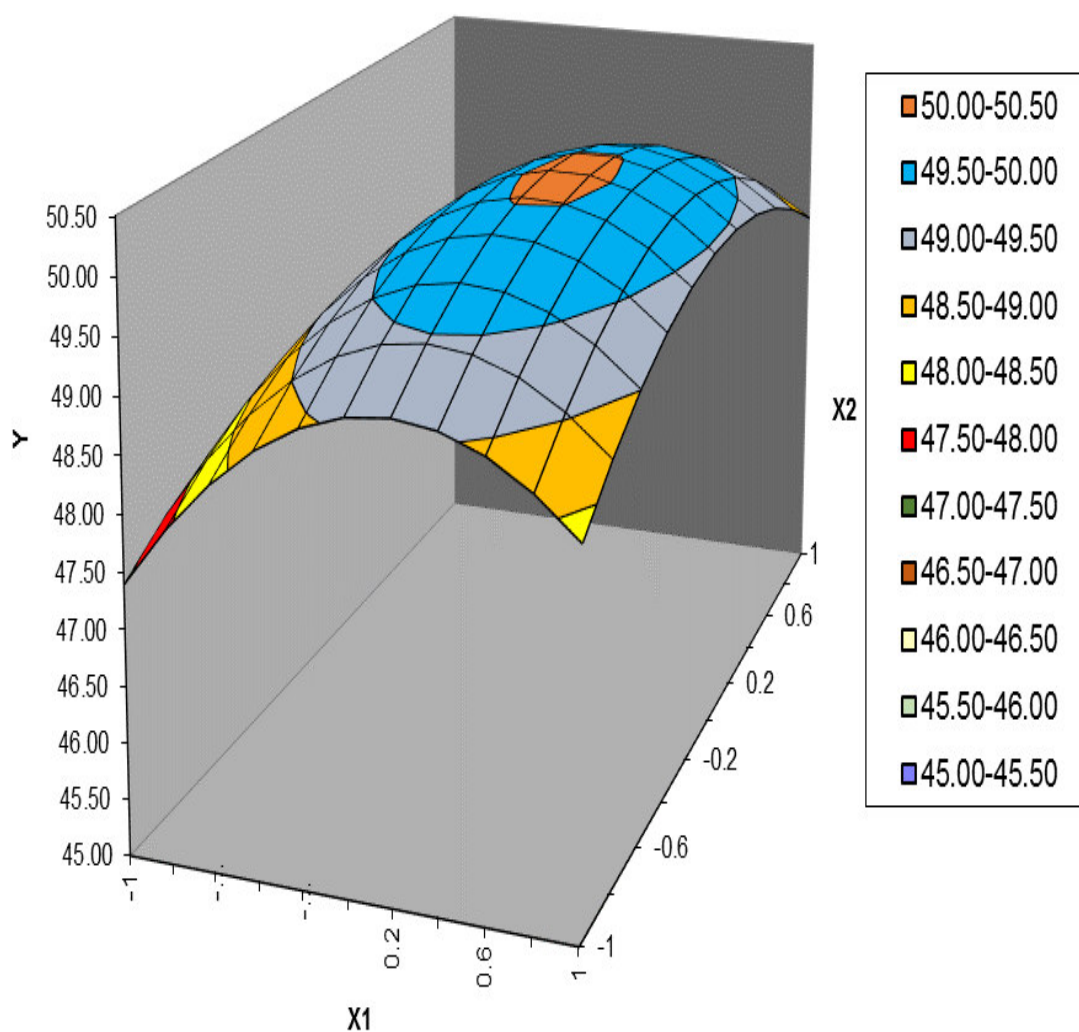


Figura N° 24. Análisis gráfico espacial de respuesta.

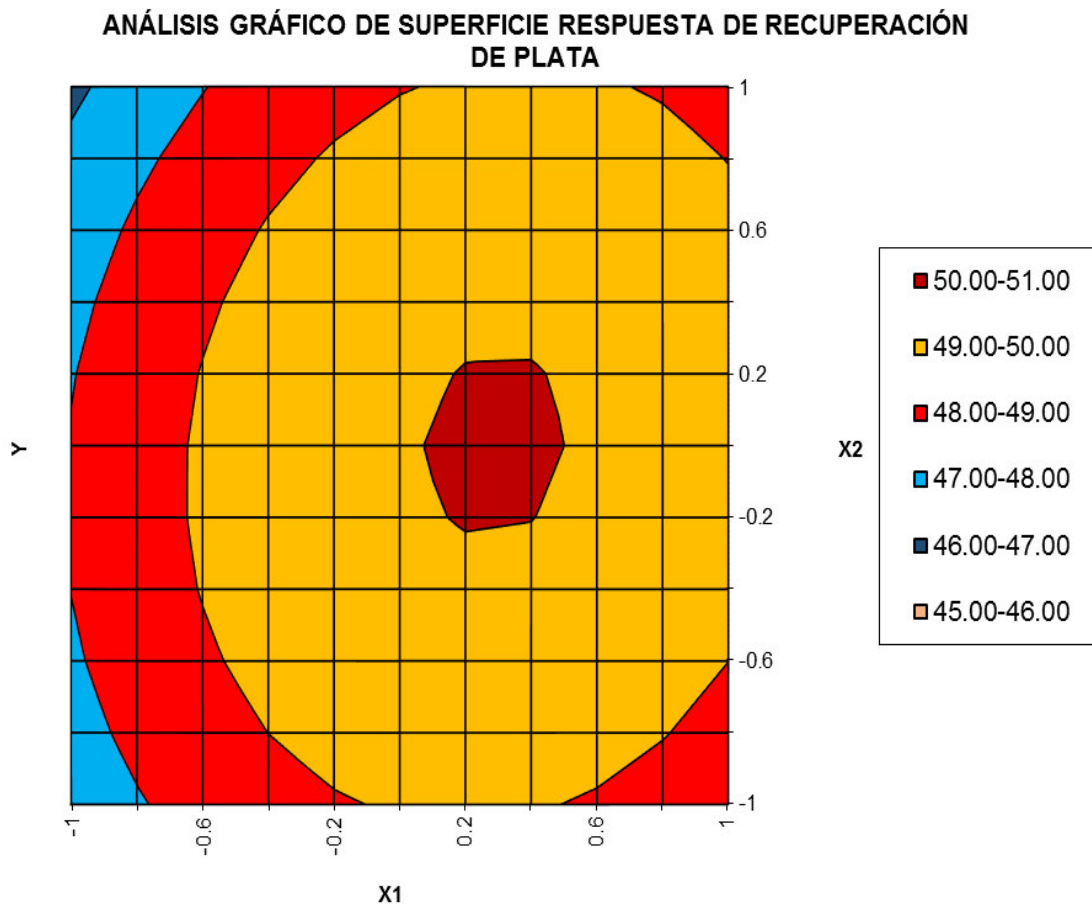


Figura N° 25. Análisis gráfico de superficie.

4.3.8 Comentarios de los resultados obtenidos:

Con un nivel de significación de 0,05 el modelo matemático obtenido en el diseño hexagonal es significativo, teniendo como resultado $R^2 = 0,9845$.

Dentro de los intervalos mínimo y máximo utilizados para el diseño se proyecta alcanzar 50,06 % de recuperación de plata al lixiviar el relave en estudio con 4,8 kg/t de NaCN a una temperatura de 40 °C.

En la Figura N° 25 podemos establecer que los parámetros óptimos se encuentran en el rango delimitado por el marrón (zona de la más alta recuperación de plata), en consecuencia para la recuperación de 50,06 % las variables independientes son de 0,2 para X_1 (4,8 kg/t de NaCN) y 0,0 para X_2 (a una temperatura de 40 °C). Estas condiciones óptimas operativas del

proceso en la prueba experimental se establecen aplicando la técnica de máximo ascenso, los valores se encuentran tabulados en la tabla N° 70.

4.4 Interpretación de resultados:

a) Durante la lixiviación trabajada a diferentes temperaturas la energía de activación experimental como teórica están en el rango determinado por Deitz y Halpern de 2,4 kcal/mol (mínima cantidad de energía para iniciar la reacción química).

b) De las pruebas preliminares se determina que el NaCN a una concentración de 5 500 ppm ofrece la mejor recuperación de plata por el método de lixiviación (47,2 %), siendo el consumo de NaCN de 4,77 kg/t, cal es de 10,11 kg/t.

c) Considerando la relevancia de la temperatura del ítem a) donde basta sólo 2 horas de lixiviación para lograr alcanzar una recuperación cerca de 50,06 % y con el ítem b) alcanzar 47,2 % de recuperación con NaCN en 48 horas, es justificable pensar en obtener resultados aceptables a diferentes condiciones de temperatura y consumo de NaCN, siempre que el tiempo de lixiviación no sea muy determinante.

d) Utilizando el diseño hexagonal en rangos cercanos a las pruebas de lixiviación previa, se obtiene un modelo matemático que puede proyectar un resultado óptimo (50.06 % de recuperación de plata).

4.5 Justificación económica:

Una evaluación económica preliminar en base a los resultados de recuperación obtenido sería: Si 2,573 oz Ag/tn (producto de la recuperación) valorizamos en 2 500 tn/día (haciendo uso de la planta de óxidos) a un valor de la plata de 16 \$/oz, estaríamos hablando de \$US 102 920, con un valor compra al 95 % sería un valor de \$US 97 774 diarios. Significando un ingreso mensual de \$US 70 397 280.

CONCLUSIONES

La muestra utilizada para los experimentos de lixiviación tiene sensibilidad a la concentración del cianuro de sodio y a la temperatura, logrando recuperar plata hasta 50.06 % considerando que su granulometría está en 54 μm . Las variables del proceso de lixiviación para lograr una máxima recuperación de plata de 50,06 % son:

| VARIABLES | VALOR |
|------------------|----------|
| NaCN (5 500 ppm) | 4,8 kg/t |
| Temperatura | 40 °C |

La caracterización de la muestra fue realizado por un microscopio óptico, equipo de difracción de rayos X y el scanning electronic microscope (SEM). Permiten mencionar que existen limitantes que impiden a una extracción total del elemento valioso. El principal obstáculo es que la plata se encuentra en un tamaño muy pequeño e incluido dentro de la matriz de la pirita. Esta morfología añadida a la contextura compacta de la pirita (mínimo de porosidad) hace que la exposición del elemento valioso a la solución lixivante se limite y traiga como consecuencia una reducción a su extracción en la solución impregnada.

Si 2,57 oz/t de Ag (producto de la recuperación) valorizamos en 2 500 t/día (haciendo uso de la planta de óxidos) a un valor de la plata de 16 \$/oz, estaríamos hablando de \$US 102 920 por día, con un valor de compra al 95 % sería \$US 97 774 diarios. Significando un ingreso mensual de \$US 70 397 280.

RECOMENDACIONES

Con los resultados obtenidos en la presente tesis para la muestra investigada, se recomienda aplicar el proceso de lixiviación con cianuro de sodio a 5 500 ppm de concentración y continuar con las investigaciones orientadas a variar las condiciones de temperatura hasta tener un esquema que sea económicamente rentable desde el punto de vista económico y ambiental.

La investigación estuvo orientada al grado de liberación de la muestra de relave pirita-plata (54 μm), sin embargo, dado a que la plata se encuentra en un tamaño muy pequeño e incluido dentro de la matriz de la pirita, se recomienda seguir evaluando la liberación de partículas hasta donde sea económicamente rentable y viable su aplicación a nivel industrial.

Se recomienda hacer una evaluación económica y ambiental de la implementación de los equipos y tratamiento del material a nivel industrial para una lixiviación basada a los resultados obtenidos a nivel laboratorio, considerando que ya tienen operando una planta de lixiviación para óxidos.

El proceso subsiguiente para recuperar la plata de la solución rica es la precipitación de la plata con polvo de zinc (Merril Crowe).

El proceso alternativo para recuperar la plata que aún queda en el relave sería la aplicación de la biolixiviación, ya que este procedimiento ofrece un cierto grado de selectividad en la oxidación de minerales arsenopiríticos-piríticos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

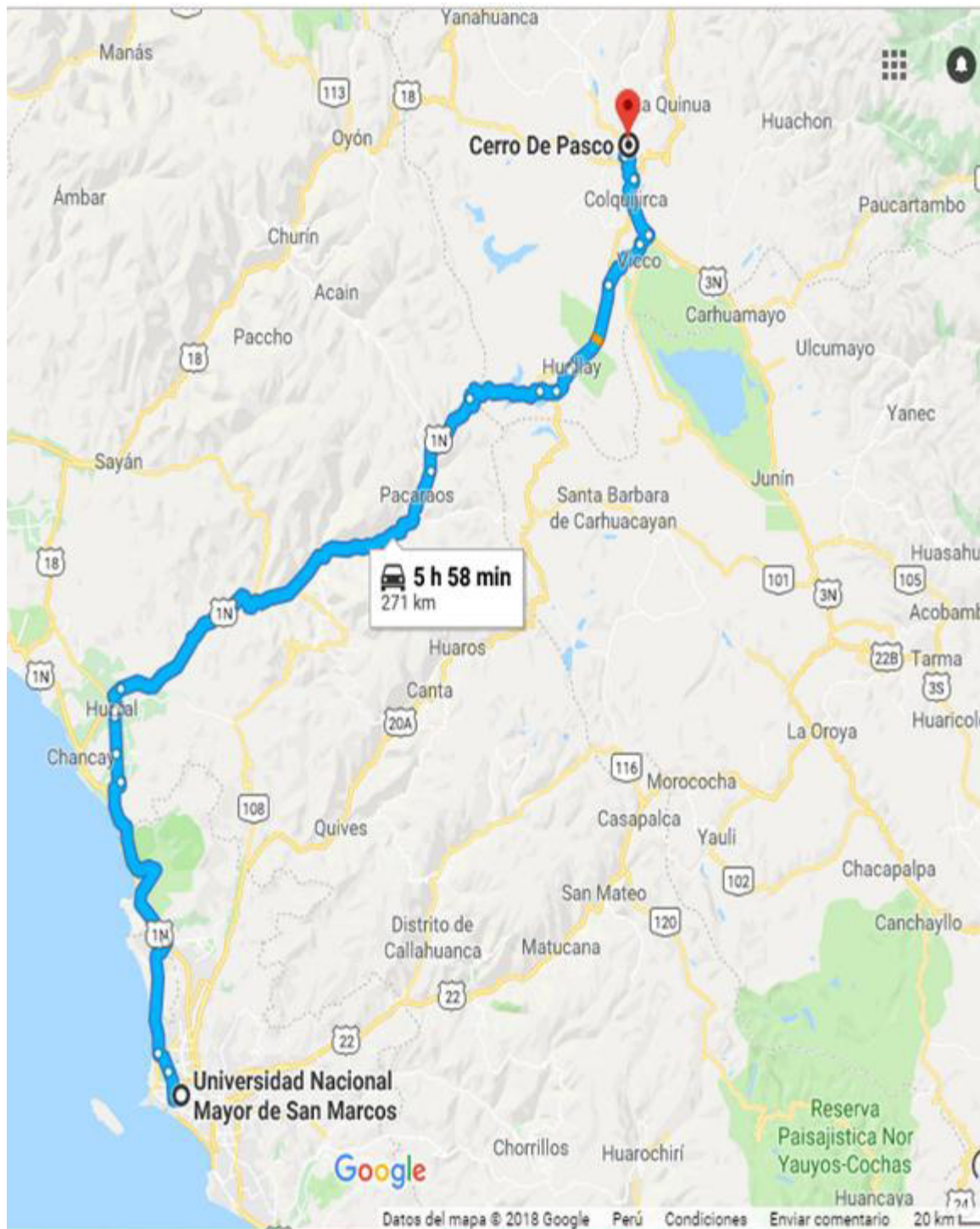
1. Aramburú, V. (2000) Recuperación de plata a partir de relaves de flotación, mediante lixiviación ácido – clorurante. Revista del Instituto de Investigación de la facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas; Perú.
2. Andrews J. (2013) Diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera Meridian. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso – Facultad de Ingeniería – Escuela de Ingeniería Química – Valparaíso Chile.
3. Burkin, R. (2001) Chemical hydrometallurgy. Imperial College Press; London WC2 H9HE.
4. Canseco, D. (2018) Metalurgia del oro y plata; Editorial UNI – Perú.
5. Contreras, D. (2014) Metalurgia del Oro y de la Plata, ed. Comisión de Fomento Minero, 2da. Edición; México.
6. Calzado, L. (2012) Estudio del comportamiento a la lixiviación de la pirita de Cerro de Pasco con contenido de plata; Australia.
7. Combi, L. (2008) Cyanidation of gold and Analogous Metals by Hydrocyanic Acid and Oxygen.
8. Habashi, F. (2017) Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solution; Canadá.
9. Habashi, F. (2015) Extractive Metallurgy, Hydrometallurgy, Gordon and Breach; New York.

10. Hurtado E. y Smith D. (2013) El requerimiento del marco epistemológico en la tesis de post grado.
11. Instituto Peruano de Economía, (2017). El valor agregado de la minería en el Perú. Instituto de Estudios Energéticos Mineros. Lima – Perú.
https://www.lampadia.com/assets/uploads_documentos/1b456-ipe-el-valor-agregado-de-la-mineria-final-.pdf.
12. Jeffrey S. (2014) The age of sustainable development. Columbia University Press, Nueva York. Centro de Libros PAPP, S.L.U; 2015.
13. Julian y Smart (1903) Cyaniding Gold and Silver Ores: A Practical Treatise on the Cyanide Process (Classic Reprint); Hardcover.
14. Meza, L. (2013) Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos de los metales preciosos; Chile.
15. Lovera D; Peralta B y Cheng E. (2018) Lixiviación de plata de minerales sulfurados argentíferos del complejo Marañon empleando el reactivo sandioss. Revista de investigación: Ciencia, tecnología y desarrollo. Vol. 4 Número (1). DOI: <https://doi.org/10.17162/rictd.v4i1.1071>.
16. Parga J. y Carrillo F. (2016) Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios; España.
17. Tremolada, J. (1993) Optimización del Proceso de Recuperación de Oro por Cianuración Mediante Variantes Hidrometalúrgicas en el Tratamiento de Concentrados Piritosos Refractarios. II Simposio de Geología, Minas y Metalurgia del Oro; Lima-Perú.
18. Vargas, J. (2015) Metalurgia del oro y de la plata; 5ta. Edición. Lima – Perú.
19. Young, R. (2013) Chemical analysis in extractive metallurgy. Chas. Griffin and Co. Ltd.

ANEXOS

Anexo 1:

Recorrido de Lima hacia la Empresa Administradora Cerro S.A.C.



Anexo 2:
Ubicación geográfica de la empresa Administradora Cerro S.A.C.



ANEXO 3: BALANCE METALURGICO 2012 PROYECTADO CON LEYES DE PLATA

| BALANCE PROYECTADO ENERO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---------------------------------|-----------|--------|------|-------|-------|--------|----------|---------|---------|--------|--------|-------------------|------------|------------|--------|--------|--------|--------|--------|
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.33 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |
| BALANCE PROYECTADO FEBRERO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.33 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |
| BALANCE PROYECTADO MARZO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.33 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |
| BALANCE PROYECTADO ABRIL 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.092 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.57 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.34 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |
| BALANCE PROYECTADO MAYO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.33 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |
| BALANCE PROYECTADO JUNIO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.092 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.57 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.34 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |
| BALANCE PROYECTADO JULIO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | | Leyes | | | | | | | | | | Contenido Metales | | | | | | | |
| TMS | %Peso | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | g Ag/t | Oz. Ag/t | Cobre T | Plomo T | Zinc T | % Fe | Plata g | Plata Oz | % Cu | % Pb | % Zn | % Ag | % Fe | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.092 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 | 66.42 | 16.20 | 1.08 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.57 | 74.19 | 66.77 | 30.78 | 83.80 | 94.67 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.34 | 108.63 | 97.81 | 97.20 | 100.00 | 95.75 |

| BALANCE PROYECTADO JULIO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|------------|--------|------|-------|-------|-------|---------|-------|---------|-------------------|---------|-----------|--------------|--------------|--------------|--------|
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.33 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 |
| BALANCE PROYECTADO AGOSTO 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.092 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.57 | 74.19 | 66.77 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.34 | 108.63 | 97.81 |
| BALANCE PROYECTADO SETIEMBRE 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 |
| BALANCE PROYECTADO OCTUBRE 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 |
| BALANCE PROYECTADO NOVIEMBRE 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.34 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.092 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.57 | 74.19 | 66.77 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.34 | 108.63 | 97.81 |
| BALANCE PROYECTADO DICIEMBRE 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 54,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 178.20 | 594.00 | 378.00 | 16200.00 | 19,315.800 | 621,017.33 | 100.00 |
| CONC. BULK | 1,115.90 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 61.37 | 178.54 | 251.08 | 167.38 | 3,130.091 | 100,634.77 | 34.44 | 31.04 |
| RELAVES | 52,884.10 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 29.00 | 306.06 | 9.84 | 132.21 | 396.63 | 116.35 | 15336.39 | 16,185.709 | 520,382.56 | 74.19 | 66.77 |
| CAB. CALC. | 54,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 193.58 | 575.17 | 367.42 | 15503.77 | 19,315.800 | 621,017.33 | 108.63 | 97.81 |
| BALANCE PROYECTADO ENERO - DICIEMBRE 2012 | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PRODUCTO | TMS | %Peso | %Cu | %Pb | %Zn | %Fe | Leyes | | | Contenido Metales | | | Recuperación | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | |
| CABEZA | 648,000.00 | 100.00 | 0.33 | 1.10 | 0.70 | 30.00 | 357.70 | | 11.50 | 2138.40 | 7128.00 | 4536.00 | 194,400.00 | 231,789.601 | 7,452,207.96 | 100.00 |
| CONC. BULK | 13,390.77 | 2.07 | 5.50 | 16.00 | 22.50 | 15.00 | 2805.00 | 90.18 | 736.48 | 2142.52 | 3021.92 | 2008.61 | 37,651.098 | 1,207,617.22 | 31.70 | 31.04 |
| RELAVES | 634,609.24 | 97.93 | 0.25 | 0.75 | 0.22 | 28.00 | 306.06 | 9.84 | 1586.52 | 4759.57 | 1386.14 | 184038.68 | 194,228.503 | 6,244,590.74 | 68.30 | 68.96 |
| CAB. CALC. | 648,000.00 | 100.00 | 0.36 | 1.07 | 0.68 | 28.71 | 357.70 | 11.50 | 2323.02 | 6902.09 | 4409.06 | 186045.29 | 231,789.601 | 7,452,207.96 | 100.00 | 100.00 |

ANEXO 4: MATRÍZ DE CONSISTENCIA

| PROBLEMA GENERAL | OBJETIVO GENERAL | HIPÓTESIS GENERAL | HIPÓTESIS | |
|---|---|---|---|--|
| | | | VARIABLES DE LA HIPÓTESIS IDENTIFICACIÓN | TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN |
| ¿Mediante el proceso de lixiviación, de qué manera se puede mejorar la recuperación de plata del relave de flotación en la empresa Administradora Cerro S.A.C.? | Recuperar plata de los relaves de flotación mediante el proceso de lixiviación en empresa Administradora Cerro S.A.C. | El proceso de lixiviación permitirá mejorar la recuperación de plata de los relaves de flotación en empresa Administradora Cerro S.A.C. | Variables Independientes: - Consumo de reactivo lixivante en el proceso de lixiviación. - Temperatura de lixiviación. Variable Dependiente: - % de recuperación de plata Variables intervinientes Controladas: - Grado de liberación. - Tiempo de lixiviación. - Dilución (L/S). | - Pruebas metalúrgicas de lixiviación. - Pruebas metalúrgicas de lixiviación. - Pruebas metalúrgicas de lixiviación. |
| PROBLEMAS ESPECÍFICOS | OBJETIVOS ESPECÍFICOS | HIPÓTESIS SUBSIDIARIAS | VARIABLES DE LA HIPÓTESIS | |
| Problema Específico N° 1 | Objetivo Específico N° 1 | Hipótesis N° 1 | IDENTIFICACIÓN | TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN |
| ¿Cuál es el proceso de lixiviación más adecuado que mejore la recuperación de plata de los relaves de flotación pirita-plata? | Determinar las variables del proceso de lixiviación de los relaves de flotación pirita-plata, que mejore la recuperación de la plata. | Las variables obtenidas del proceso de lixiviación mejorarán la recuperación de plata de los relaves de flotación pirita-plata. | Variable Independiente: - Consumo de reactivo lixivante en el proceso de lixiviación. - Temperatura de lixiviación. Variable Dependiente: - % de recuperación de plata. | - Pruebas metalúrgicas de lixiviación. -Pruebas metalúrgicas de lixiviación. |

| Problema Específico N° 2 | Objetivo Específico N° 2 | Hipótesis N° 2 | IDENTIFICACIÓN | TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN |
|---|---|---|---|--|
| ¿De qué manera se puede caracterizar el relave de flotación que mejore la recuperación de la plata? | Caracterizar los relaves de flotación pirita-plata para determinar los componentes del relave, grado de liberación, partículas libres y entrelazadas y tamaños de partículas. | Se logrará caracterizar los relaves de flotación pirita-plata determinando sus componentes, grado de liberación, partículas libres y entrelazadas, y tamaños de partículas. | Variable Independiente: - Grado de liberación para la lixiviación. - Composición mineralógica. Variable Dependiente: - % de recuperación de plata | - Estudios mineralógicos. |
| Problema Específico N° 3 | Objetivo Específico N° 3 | Hipótesis N° 3 | IDENTIFICACIÓN | TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN |
| ¿Cómo viabilizar el proceso innovador en lixiviación de plata de los relaves de flotación pirita-plata? | Formular la viabilidad cuantitativa del proceso de lixiviación del relave pirita-plata a nivel de laboratorio. | El proceso innovador de lixiviación del relave a nivel laboratorio justifica económicamente su aplicación. | Variable Independiente: - Evaluación económica. Variable Dependiente: - % de recuperación de plata a nivel laboratorio | - Proyección económica con el precio actual de la plata. |

Anexo 5:
Planta Industrial a tratarse el relave pirita – plata



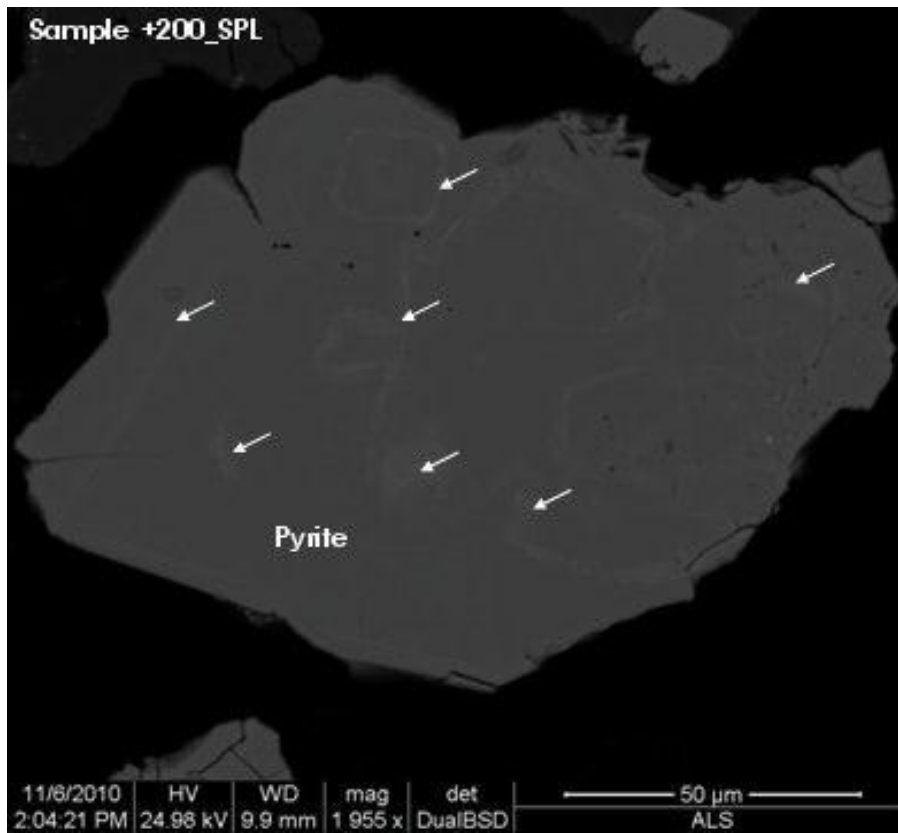
EQUIPOS PRINCIPALES EN LA PLANTA DE ÓXIDOS:

- Chancadoras primarias, secundarias y terciarias.
- Zarandas vibratorias.
- Molinos primarios, secundarios y de remolienda.
- Tanques de agitación para la lixiviación.
- Bombas centrífugas para adición de reactivos.
- Sistema de Merrill Crowe.
- Fundición.
- Tanques de almacenamiento de reactivos.

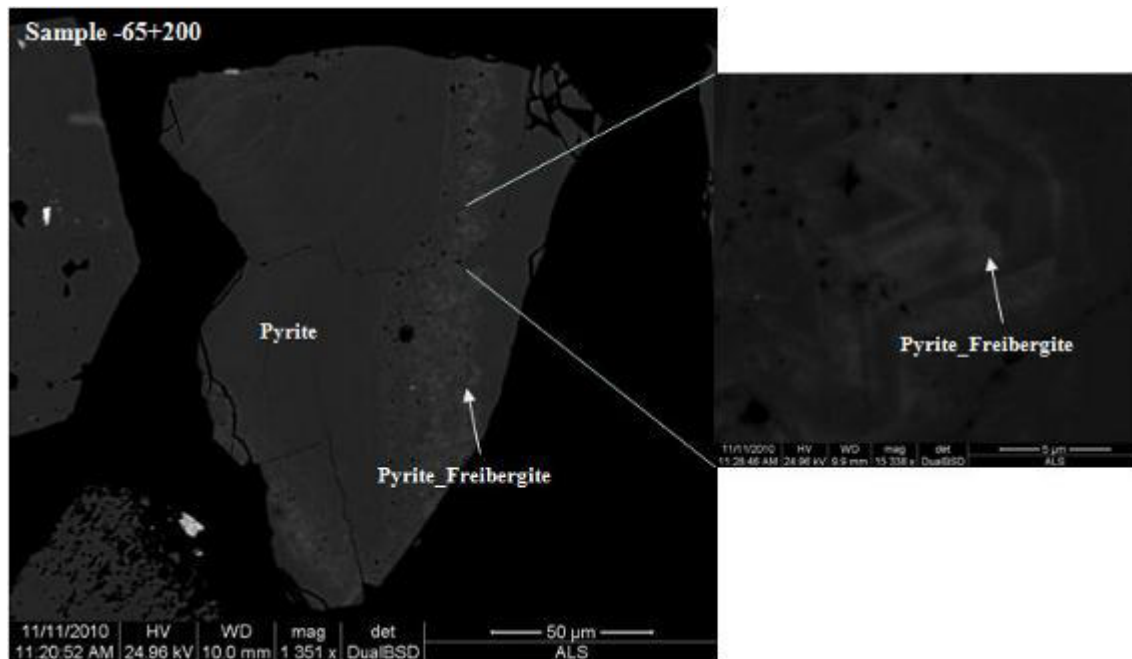
Anexo 6:
Equipo de laboratorio para lixiviación



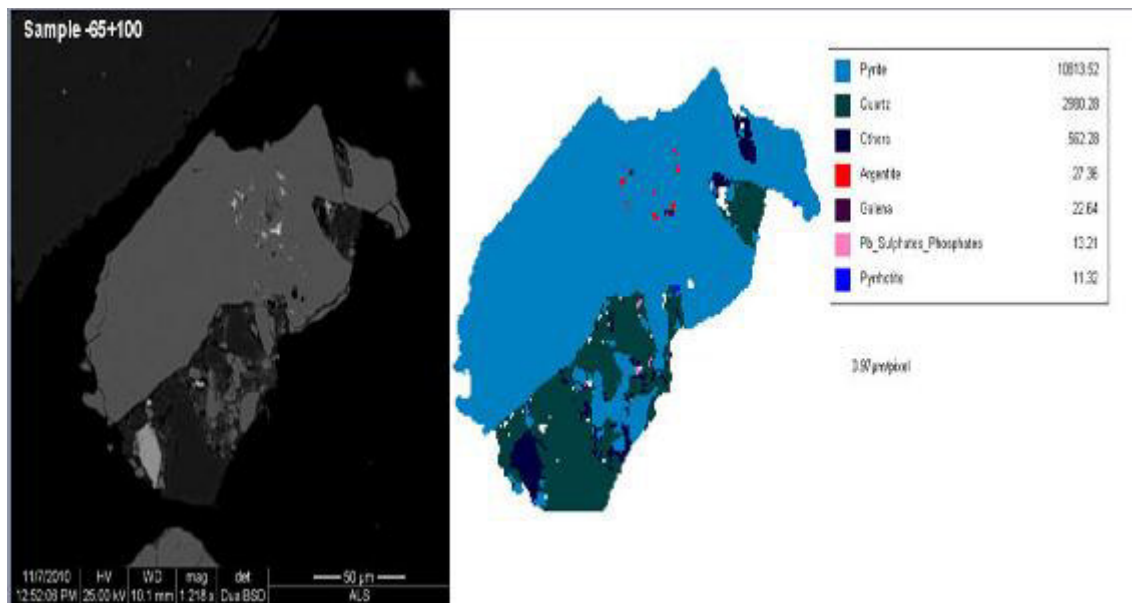
Anexo 7:
Fotografías de relave pirita-plata en diferentes fracciones



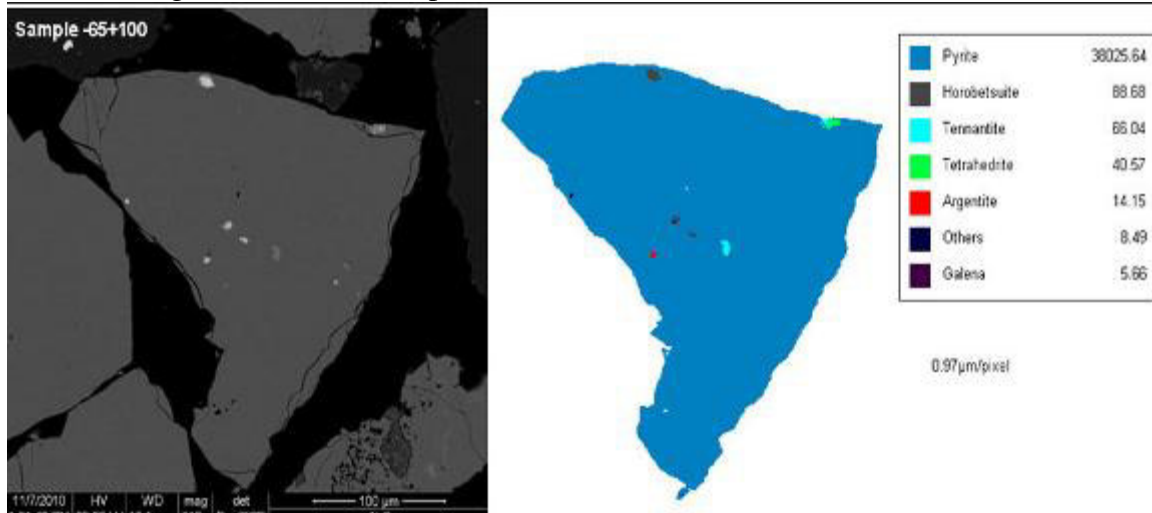
Cristal de pirita con zonas más claras debido a la presencia de As (indicadas con las flechas)



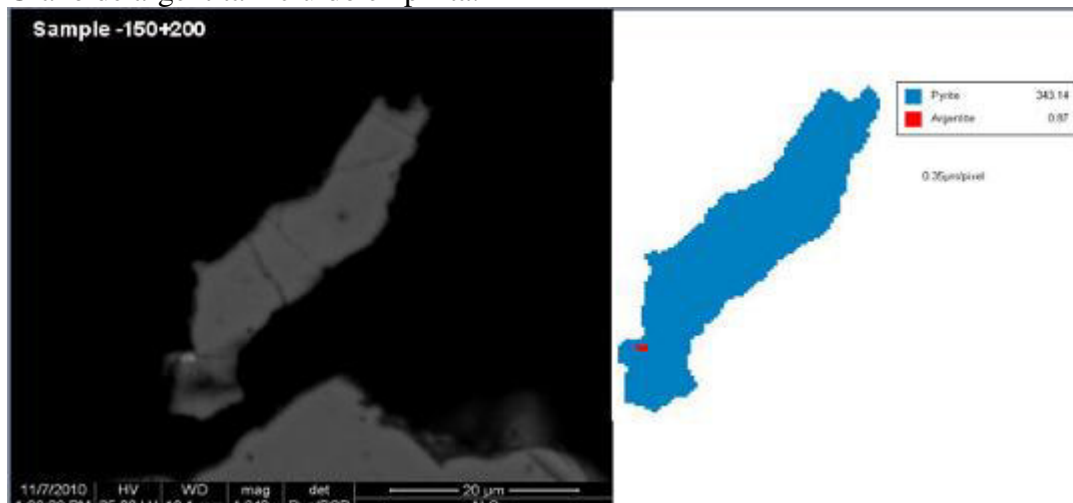
Cristal de pirita con zonas más claras debido a la presencia de freibergita.



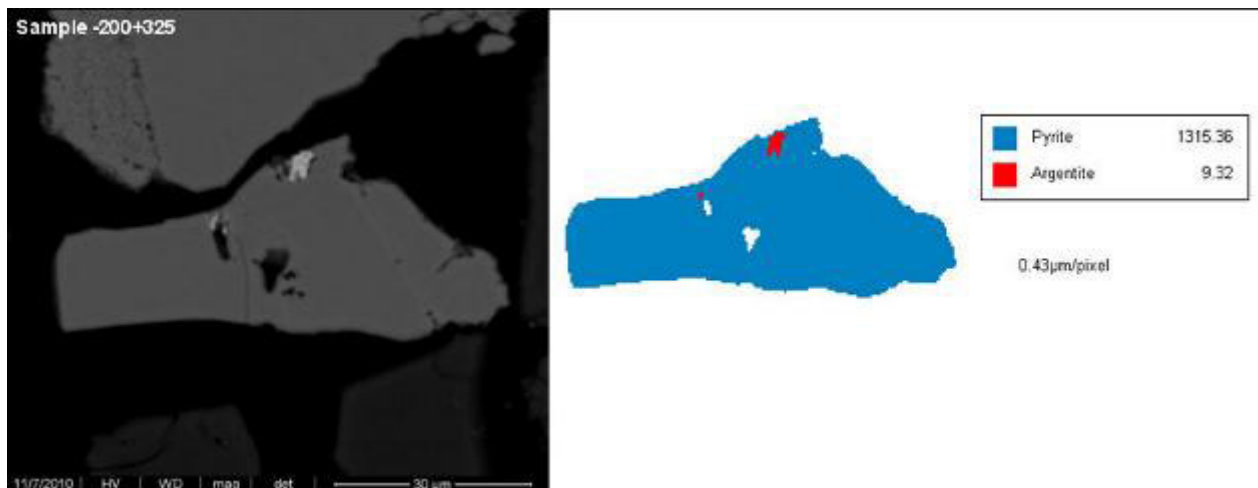
Granos de argentita incluidos en pirita.



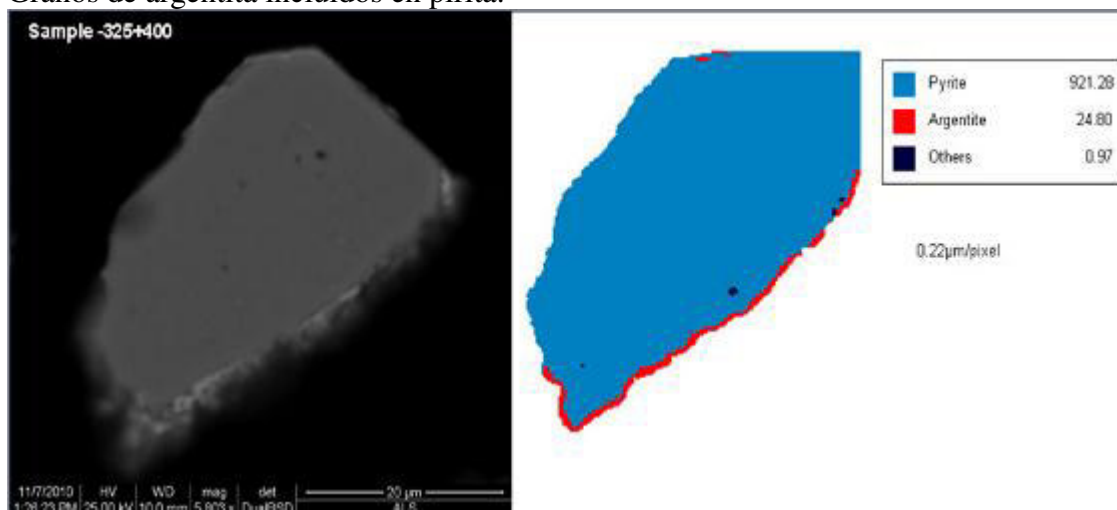
Grano de argentita incluido en pirita.



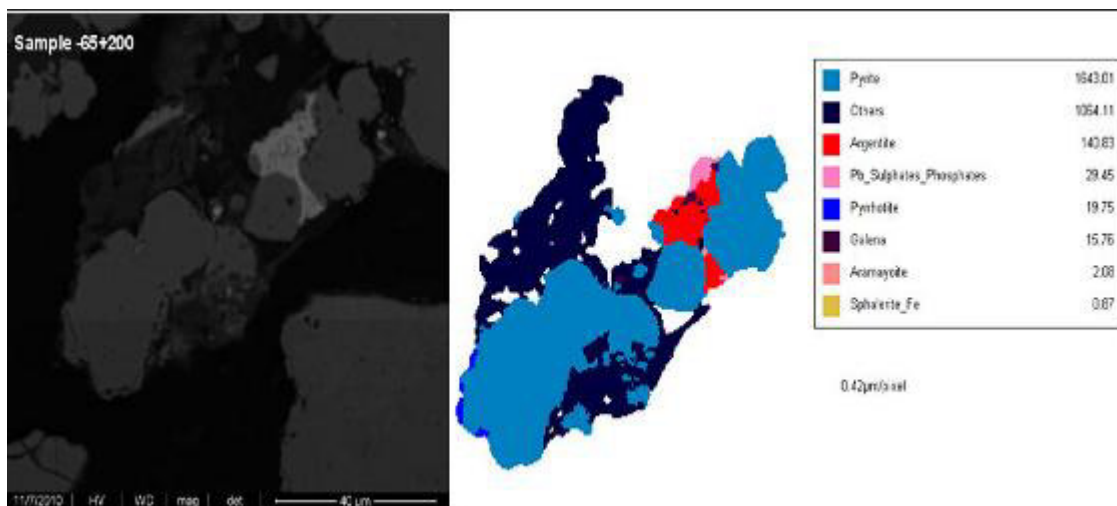
Grano de argentita incluido en pirita.



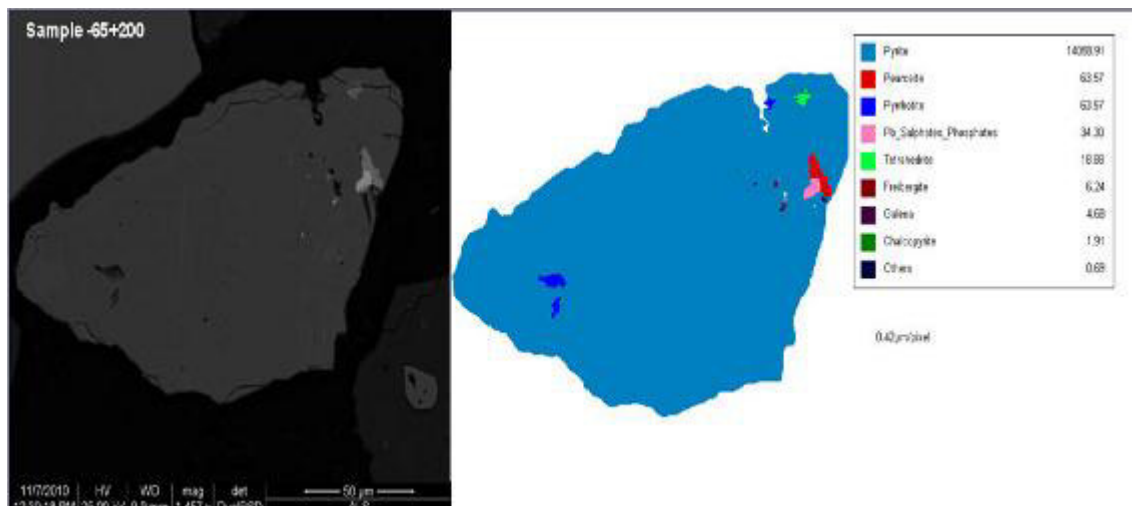
Granos de argentita incluidos en pirita.



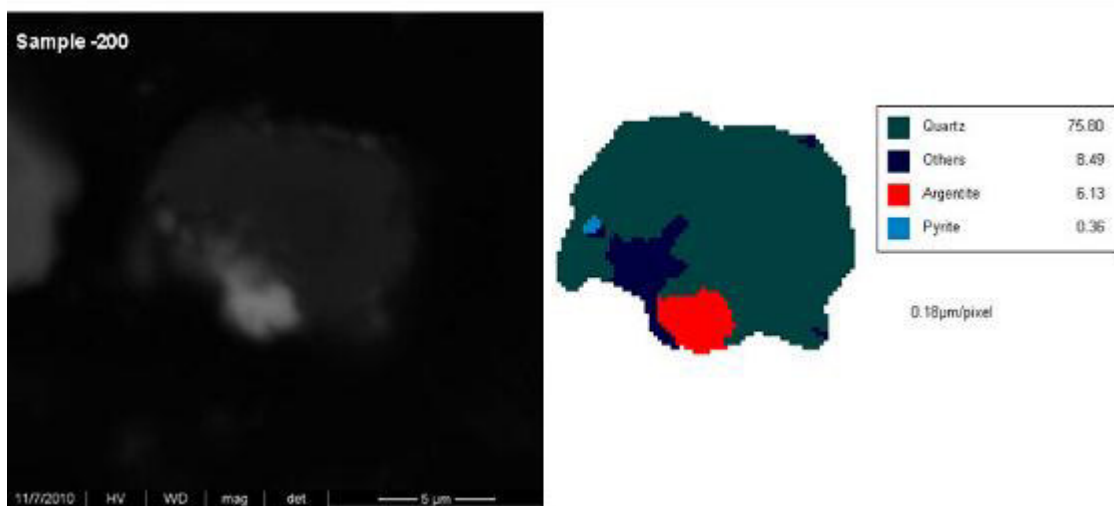
Grano de pirita con bordes de argentita.



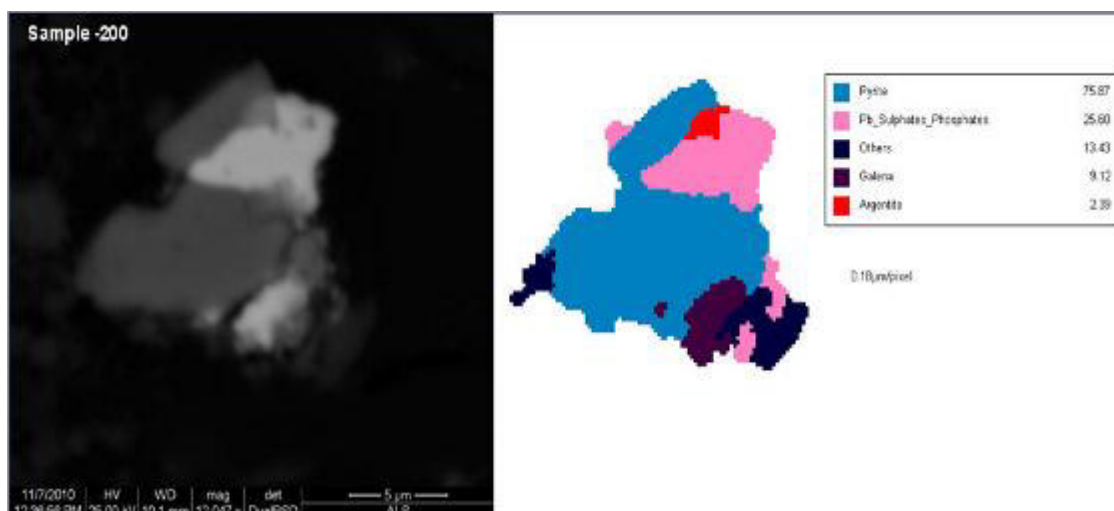
Grano de argentita asociado a pirita.



Granos de persita y Freibergita incluidos en pirita.



Grano de argentita asociado a cuarzo.



Grano de argentita asociado a sulfatos_fosfatos de Pb y pirita.

Anexo 8:
Porcentaje de minerales – Minerales no agrupados

| | -65+100 | | | | |
|---------------------|---------------|---------------|--------------------|----------------|--------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | | | 157.55 | 12 | 28 |
| Hessite | | | | | |
| Pearceite | | | 54.72 | 3 | 4 |
| Freibergite | 0.01 | 0.00 | 1333.06 | 12 | 16 |
| Aramayoite | 0.00 | 0.00 | 14.15 | 1 | 2 |
| Tellurium | 0.00 | 0.00 | 6.60 | 1 | 1 |
| Tennantite | 0.00 | 0.00 | 821.72 | 46 | 80 |
| Tetrahedrite | 0.00 | 0.00 | 551.90 | 45 | 62 |
| Enargite | 0.01 | 0.01 | 3567.08 | 17 | 27 |
| Horobetsuite | 0.00 | 0.00 | 457.56 | 9 | 19 |
| Galena | 0.34 | 0.19 | 54114.78 | 489 | 1658 |
| Chalcopyrite | 0.01 | 0.01 | 1513.25 | 96 | 183 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.13 | 0.13 | 37199.20 | 110 | 331 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.07 | 0.08 | 21787.43 | 45 | 145 |
| Arsenopyrite | 0.00 | 0.00 | 300.95 | 21 | 46 |
| Pyrrhotite | 0.12 | 0.11 | 30064.08 | 657 | 2314 |
| Pyrite | 76.88 | 64.38 | 18104927.04 | 1446 | 7316 |
| Plumbogummite | 0.17 | 0.18 | 49823.15 | 328 | 1092 |
| Anglesite | 0.04 | 0.03 | 7893.63 | 13 | 35 |
| Anglesite Celestite | 0.01 | 0.01 | 3380.29 | 259 | 573 |
| Barite | 0.15 | 0.14 | 39055.85 | 12 | 18 |
| Barite Sr | 0.00 | 0.00 | 267.93 | 25 | 48 |
| Alunite_group | 0.18 | 0.27 | 76350.34 | 686 | 3867 |
| Al Phosphate | 0.00 | 0.00 | 1024.56 | 1 | 4 |
| Qz Alunite Mix | 0.21 | 0.33 | 92785.72 | 777 | 4406 |
| Svanbergite | 0.21 | 0.27 | 76869.22 | 303 | 1037 |
| Apatite | 0.00 | 0.00 | 883.99 | 13 | 15 |
| Calcite | 0.10 | 0.15 | 42527.65 | 1 | 3 |
| Siderite | 0.02 | 0.02 | 6032.25 | 17 | 26 |
| Dolomite | 0.01 | 0.01 | 3323.68 | 8 | 23 |
| Cassiterite | 0.03 | 0.02 | 5234.11 | 45 | 161 |
| Rutile | 0.01 | 0.01 | 3221.79 | 37 | 63 |
| Illite | 0.01 | 0.02 | 6235.09 | 5 | 49 |
| Kaolin_group | 0.03 | 0.06 | 15601.40 | 3 | 4 |
| Amphibole | 0.00 | 0.00 | 736.81 | 3 | 5 |
| FeldsK_Qz_Mix | 0.06 | 0.09 | 25413.95 | 12 | 29 |
| Titanite | 0.01 | 0.01 | 1726.47 | 82 | 194 |
| Albite | 0.11 | 0.18 | 50169.38 | 178 | 504 |
| Ca_Na_Plagioclase | 0.09 | 0.15 | 41255.92 | 23 | 52 |
| Quartz | 20.76 | 32.80 | 9225269.50 | 914 | 2939 |
| Zircon | 0.00 | 0.00 | 462.28 | 3 | 3 |
| Alloys | 0.01 | 0.00 | 1176.45 | 8 | 12 |
| Others | 0.20 | 0.32 | 90454.52 | 1172 | 11669 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 28124047.01 | 1624 | 39063 |

| | -100+150 | | | | |
|---------------------|---------------|---------------|--------------------|----------------|--------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 0.00 | 0.00 | 13.40 | 7 | 8 |
| Hessite | | | | 0 | 0 |
| Pearceite | 0.00 | 0.00 | 3.11 | 1 | 1 |
| Freibergite | 0.00 | 0.00 | 43.50 | 6 | 14 |
| Aramayoite | 0.00 | 0.00 | 26.61 | 1 | 1 |
| Tellurium | | | | 0 | 0 |
| Tennantite | 0.01 | 0.01 | 1798.44 | 45 | 136 |
| Tetrahedrite | 0.01 | 0.00 | 691.02 | 29 | 112 |
| Enargite | 0.07 | 0.07 | 10114.99 | 11 | 41 |
| Horobetsuite | 0.00 | 0.00 | 115.17 | 4 | 4 |
| Galena | 0.24 | 0.13 | 19868.35 | 375 | 1156 |
| Chalcopyrite | 0.00 | 0.00 | 676.07 | 79 | 139 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.22 | 0.23 | 33670.73 | 94 | 163 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.05 | 0.05 | 7584.54 | 20 | 31 |
| Arsenopyrite | 0.00 | 0.00 | 113.42 | 17 | 36 |
| Pyrrhotite | 0.13 | 0.12 | 17864.03 | 673 | 1637 |
| Pyrite | 75.17 | 62.35 | 9257588.47 | 1614 | 5806 |
| Plumbogummite | 0.15 | 0.15 | 22611.46 | 299 | 928 |
| Anglesite | 0.36 | 0.23 | 34790.19 | 27 | 55 |
| Anglesite Celestite | 0.02 | 0.02 | 2635.95 | 203 | 398 |
| Barite | 0.07 | 0.07 | 10026.43 | 6 | 6 |
| Barite Sr | 0.00 | 0.00 | 207.42 | 24 | 44 |
| Alunite_group | 0.16 | 0.24 | 35837.02 | 679 | 3264 |
| Al Phosphate | | | | 0 | 0 |
| Qz Alunite Mix | 0.15 | 0.23 | 33734.24 | 835 | 4116 |
| Svanbergite | 0.27 | 0.35 | 51798.90 | 271 | 784 |
| Apatite | 0.00 | 0.00 | 236.75 | 5 | 6 |
| Calcite | 0.00 | 0.00 | 82.74 | 1 | 1 |
| Siderite | 0.16 | 0.17 | 24730.36 | 16 | 66 |
| Dolomite | 0.01 | 0.02 | 2903.73 | 11 | 21 |
| Cassiterite | 0.06 | 0.04 | 5582.75 | 44 | 97 |
| Rutile | 0.01 | 0.01 | 1486.53 | 30 | 46 |
| Illite | 0.00 | 0.00 | 5.63 | 2 | 3 |
| Kaolin_group | 0.05 | 0.09 | 13962.03 | 4 | 5 |
| Amphibole | 0.00 | 0.00 | 16.70 | 4 | 5 |
| FeldsK_Qz_Mix | 0.07 | 0.11 | 16663.19 | 8 | 107 |
| Titanite | 0.01 | 0.01 | 1066.64 | 69 | 139 |
| Albite | 0.06 | 0.10 | 15219.58 | 188 | 655 |
| Ca_Na_Plagoclase | 0.00 | 0.00 | 173.82 | 17 | 30 |
| Quartz | 22.23 | 34.79 | 5165725.92 | 1053 | 1960 |
| Zircon | | | | 0 | 0 |
| Alloys | 0.00 | 0.00 | 95.17 | 4 | 6 |
| Others | 0.24 | 0.39 | 57632.77 | 1282 | 10255 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 14847597.79 | 1971 | 32282 |

| | -150+200 | | | | |
|---------------------|---------------|---------------|-------------------|----------------|--------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 0.00 | 0.00 | 15.17 | 8 | 9 |
| Hessite | | | | 0 | 0 |
| Pearceite | 0.00 | 0.00 | 0.87 | 1 | 1 |
| Freibergite | 0.00 | 0.00 | 14.17 | 2 | 2 |
| Aramayoite | | | | 0 | 0 |
| Tellurium | 0.00 | 0.00 | 1.37 | 1 | 2 |
| Tennantite | 0.02 | 0.02 | 1788.19 | 35 | 108 |
| Tetrahedrite | 0.04 | 0.04 | 3686.16 | 34 | 102 |
| Enargite | 0.05 | 0.05 | 4292.63 | 14 | 53 |
| Horobetsuite | 0.00 | 0.00 | 18.90 | 3 | 7 |
| Galena | 0.42 | 0.24 | 21896.55 | 333 | 1024 |
| Chalcopyrite | 0.06 | 0.06 | 6032.63 | 77 | 150 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.17 | 0.18 | 17104.63 | 83 | 176 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.10 | 0.11 | 9884.72 | 19 | 34 |
| Arsenopyrite | 0.00 | 0.00 | 55.95 | 7 | 13 |
| Pyrrhotite | 0.14 | 0.13 | 11784.06 | 715 | 1555 |
| Pyrite | 78.32 | 66.51 | 6187761.99 | 1898 | 5371 |
| Plumbogummite | 0.10 | 0.11 | 10026.46 | 270 | 774 |
| Anglesite | 0.19 | 0.13 | 11633.63 | 65 | 198 |
| Anglesite Celestite | 0.03 | 0.04 | 3335.69 | 170 | 474 |
| Barite | 0.05 | 0.05 | 4351.31 | 5 | 6 |
| Barite Sr | 0.00 | 0.00 | 158.27 | 18 | 29 |
| Alunite_group | 0.19 | 0.29 | 27199.09 | 660 | 3159 |
| Al Phosphate | | | | 0 | 0 |
| Qz Alunite Mix | 0.13 | 0.20 | 19026.22 | 718 | 3237 |
| Svanbergite | 0.19 | 0.25 | 23124.40 | 214 | 663 |
| Apatite | 0.00 | 0.00 | 345.50 | 8 | 10 |
| Calcite | 0.01 | 0.02 | 1561.05 | 3 | 29 |
| Siderite | 0.12 | 0.12 | 11472.75 | 11 | 32 |
| Dolomite | 0.00 | 0.00 | 38.67 | 7 | 11 |
| Cassiterite | 0.04 | 0.02 | 2246.09 | 27 | 43 |
| Rutile | 0.02 | 0.02 | 1731.13 | 20 | 26 |
| Illite | 0.01 | 0.02 | 2092.54 | 4 | 17 |
| Kaolin_group | | | | 0 | 0 |
| Amphibole | 0.00 | 0.00 | 0.87 | 1 | 1 |
| FeldsK_Qz_Mix | 0.03 | 0.05 | 4310.66 | 6 | 10 |
| Titanite | 0.00 | 0.00 | 344.63 | 48 | 90 |
| Albite | 0.19 | 0.30 | 28147.08 | 171 | 385 |
| Ca_Na_Plagoclase | 0.07 | 0.11 | 9969.02 | 15 | 23 |
| Quartz | 19.06 | 30.54 | 2841022.25 | 1135 | 1947 |
| Zircon | 0.00 | 0.00 | 2.36 | 2 | 2 |
| Alloys | 0.00 | 0.00 | 53.58 | 1 | 11 |
| Others | 0.25 | 0.40 | 37318.42 | 1255 | 8199 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 9303849.86 | 2439 | 27983 |

| | -200+325 | | | | |
|---------------------|---------------|---------------|-------------------|----------------|--------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 0.00 | 0.00 | 13.05 | 4 | 5 |
| Hessite | | | | 0 | 0 |
| Pearceite | 0.00 | 0.00 | 7.08 | 1 | 1 |
| Freibergite | 0.00 | 0.00 | 12.86 | 4 | 9 |
| Aramayoite | 0.00 | 0.00 | 16.77 | 1 | 2 |
| Tellurium | | | | 0 | 0 |
| Tennantite | 0.02 | 0.02 | 1269.70 | 34 | 80 |
| Tetrahedrite | 0.01 | 0.01 | 628.61 | 27 | 50 |
| Enargite | 0.06 | 0.06 | 3226.54 | 13 | 27 |
| Horobetsuite | 0.00 | 0.00 | 7.27 | 1 | 2 |
| Galena | 0.08 | 0.05 | 2595.69 | 245 | 503 |
| Chalcopyrite | 0.02 | 0.02 | 1025.01 | 67 | 143 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.21 | 0.22 | 12169.44 | 57 | 155 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.10 | 0.10 | 5746.38 | 12 | 41 |
| Arsenopyrite | 0.01 | 0.00 | 210.22 | 11 | 23 |
| Pyrrhotite | | | | 0 | 0 |
| Pyrite | 77.81 | 65.54 | 3594980.96 | 2043 | 3869 |
| Plumbogummite | 0.24 | 0.25 | 13832.56 | 196 | 548 |
| Anglesite | 0.17 | 0.11 | 6080.53 | 34 | 73 |
| Anglesite Celestite | 0.05 | 0.05 | 2749.07 | 97 | 161 |
| Barite | 0.00 | 0.00 | 1.86 | 1 | 1 |
| Barite Sr | 0.00 | 0.00 | 9.32 | 5 | 5 |
| Alunite_group | 0.17 | 0.27 | 14793.83 | 554 | 2232 |
| Al Phosphate | | | | 0 | 0 |
| Qz Alunite Mix | 0.17 | 0.27 | 14779.29 | 598 | 2526 |
| Svanbergite | 0.24 | 0.32 | 17607.94 | 134 | 416 |
| Apatite | 0.00 | 0.00 | 118.71 | 4 | 4 |
| Calcite | | | | 0 | 0 |
| Siderite | 0.10 | 0.11 | 5776.57 | 13 | 32 |
| Dolomite | 0.03 | 0.04 | 2251.29 | 7 | 46 |
| Cassiterite | 0.04 | 0.02 | 1213.79 | 17 | 57 |
| Rutile | 0.02 | 0.02 | 1272.69 | 12 | 21 |
| Illite | 0.00 | 0.00 | 182.45 | 2 | 5 |
| Kaolin_group | 0.06 | 0.11 | 6173.90 | 6 | 9 |
| Amphibole | 0.01 | 0.01 | 767.82 | 5 | 23 |
| FeldsK_Qz_Mix | 0.08 | 0.12 | 6757.78 | 13 | 19 |
| Titanite | 0.00 | 0.00 | 271.53 | 35 | 43 |
| Albite | 0.23 | 0.36 | 19978.32 | 157 | 351 |
| Ca_Na_Plagoclase | 0.04 | 0.06 | 3512.98 | 11 | 15 |
| Quartz | 19.79 | 31.46 | 1725691.73 | 1220 | 2232 |
| Zircon | | | | 0 | 0 |
| Alloys | 0.00 | 0.00 | 33.36 | 3 | 7 |
| Others | 0.22 | 0.36 | 19650.69 | 1219 | 6068 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 5485417.58 | 2815 | 19804 |

| | -325+400 | | | | |
|---------------------|---------------|---------------|-------------------|----------------|--------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 0.00 | 0.00 | 24.80 | 1 | 18 |
| Hessite | | | | 0 | 0 |
| Pearceite | | | | 0 | 0 |
| Freibergite | 0.00 | 0.00 | 18.59 | 2 | 11 |
| Aramayoite | | | | 0 | 0 |
| Tellurium | | | | 0 | 0 |
| Tennantite | 0.01 | 0.01 | 401.85 | 14 | 58 |
| Tetrahedrite | 0.06 | 0.05 | 1587.00 | 13 | 19 |
| Enargite | 0.09 | 0.09 | 2789.72 | 9 | 31 |
| Horobetsuite | 0.00 | 0.00 | 7.38 | 2 | 2 |
| Galena | 0.31 | 0.17 | 5302.57 | 174 | 401 |
| Chalcopyrite | 0.01 | 0.01 | 193.16 | 58 | 90 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.19 | 0.20 | 6011.09 | 37 | 71 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.10 | 0.11 | 3220.10 | 14 | 34 |
| Arsenopyrite | 0.00 | 0.00 | 32.03 | 3 | 5 |
| Pyrrhotite | 0.09 | 0.09 | 2604.81 | 623 | 1002 |
| Pyrite | 78.71 | 67.09 | 2044910.92 | 2427 | 4077 |
| Plumbogummite | 0.12 | 0.12 | 3729.84 | 194 | 450 |
| Anglesite | 0.28 | 0.18 | 5610.70 | 27 | 83 |
| Anglesite Celestite | 0.02 | 0.02 | 618.83 | 85 | 133 |
| Barite | 0.03 | 0.03 | 879.45 | 7 | 7 |
| Barite Sr | 0.00 | 0.00 | 37.18 | 11 | 16 |
| Alunite_group | 0.21 | 0.33 | 9947.82 | 502 | 1822 |
| Al Phosphate | | | | 0 | 0 |
| Qz Alunite Mix | 0.25 | 0.39 | 11804.02 | 550 | 1963 |
| Svanbergite | 0.32 | 0.42 | 12782.62 | 119 | 209 |
| Apatite | 0.00 | 0.00 | 93.81 | 4 | 4 |
| Calcite | | | | 0 | 0 |
| Siderite | 0.12 | 0.13 | 3940.51 | 11 | 31 |
| Dolomite | 0.03 | 0.04 | 1167.15 | 8 | 12 |
| Cassiterite | 0.13 | 0.08 | 2343.08 | 20 | 46 |
| Rutile | 0.04 | 0.04 | 1337.20 | 12 | 13 |
| Illite | 0.02 | 0.04 | 1086.10 | 5 | 5 |
| Kaolin_group | 0.05 | 0.08 | 2561.72 | 6 | 8 |
| Amphibole | 0.02 | 0.03 | 910.90 | 2 | 2 |
| FeldsK Qz Mix | 0.02 | 0.04 | 1112.65 | 3 | 8 |
| Titanite | 0.01 | 0.01 | 320.17 | 22 | 41 |
| Albite | 0.17 | 0.28 | 8431.04 | 147 | 284 |
| Ca Na Plagioclase | 0.09 | 0.14 | 4301.93 | 12 | 15 |
| Quartz | 18.21 | 29.29 | 892818.99 | 1533 | 1935 |
| Zircon | | | | 0 | 0 |
| Alloys | 0.01 | 0.00 | 124.34 | 4 | 5 |
| Others | 0.30 | 0.49 | 14825.68 | 1200 | 4661 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 3047889.75 | 3593 | 17572 |

| | -400 | | | | |
|---------------------|--------|--------|---------------|----------------|-------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 0.01 | 0.00 | 9.41 | 7 | 7 |
| Hessite | | | | 0 | 0 |
| Pearceite | 0.00 | 0.00 | 2.73 | 1 | 1 |
| Freibergite | 0.01 | 0.01 | 16.46 | 3 | 3 |
| Aramayoite | 0.00 | 0.00 | 1.22 | 1 | 1 |
| Tellurium | | | | 0 | 0 |
| Tennantite | 0.09 | 0.08 | 207.13 | 73 | 73 |
| Tetrahedrite | 0.03 | 0.03 | 77.60 | 34 | 34 |
| Enargite | 0.05 | 0.05 | 122.00 | 52 | 54 |
| Horobetsuite | 0.02 | 0.01 | 32.55 | 11 | 11 |
| Galena | 1.64 | 0.92 | 2287.00 | 560 | 591 |
| Chalcopyrite | 0.01 | 0.01 | 37.16 | 31 | 32 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.12 | 0.13 | 321.33 | 86 | 92 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.10 | 0.10 | 249.46 | 48 | 49 |
| Arsenopyrite | 0.01 | 0.01 | 14.67 | 3 | 7 |
| Pyrrhotite | | | | 0 | 0 |
| Pyrite | 71.98 | 60.27 | 150596.95 | 12539 | 12685 |
| Plumbogummite | 0.94 | 0.97 | 2420.01 | 1066 | 1107 |
| Anglesite | 1.07 | 0.70 | 1753.28 | 32 | 47 |
| Anglesite Celestite | 0.35 | 0.37 | 913.46 | 527 | 539 |
| Barite | 0.08 | 0.08 | 188.88 | 29 | 29 |
| Barite Sr | 0.02 | 0.02 | 48.26 | 37 | 37 |
| Alunite_group | 1.06 | 1.65 | 4111.48 | 1532 | 1679 |
| Al Phosphate | 0.00 | 0.00 | 5.64 | 1 | 1 |
| Qz Alunite Mix | 0.78 | 1.20 | 3005.19 | 761 | 1028 |
| Svanbergite | 1.52 | 1.98 | 4956.18 | 1427 | 1456 |
| Apatite | 0.00 | 0.00 | 6.77 | 1 | 1 |
| Calcite | 0.04 | 0.06 | 138.93 | 1 | 1 |
| Siderite | 0.12 | 0.12 | 309.00 | 35 | 35 |
| Dolomite | 0.01 | 0.02 | 54.18 | 18 | 21 |
| Cassiterite | 0.19 | 0.11 | 285.39 | 75 | 75 |
| Rutile | 0.04 | 0.04 | 89.36 | 22 | 22 |
| Illite | 0.07 | 0.11 | 271.38 | 43 | 47 |
| Kaolin_group | 0.03 | 0.05 | 133.10 | 21 | 21 |
| Amphibole | | | | 0 | 0 |
| FeldsK Qz Mix | 0.05 | 0.08 | 190.58 | 26 | 29 |
| Titanite | 0.00 | 0.01 | 12.98 | 11 | 11 |
| Albite | 1.34 | 2.14 | 5344.30 | 1530 | 1662 |
| Ca Na Plagioclase | 0.07 | 0.11 | 286.90 | 32 | 32 |
| Quartz | 17.59 | 27.80 | 69460.05 | 2020 | 2070 |
| Zircon | 0.03 | 0.02 | 60.01 | 5 | 5 |
| Alloys | 0.10 | 0.05 | 135.45 | 26 | 26 |
| Others | 0.43 | 0.69 | 1718.47 | 502 | 754 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 249874.91 | 21643 | 24375 |

| | -65+200 | | | | |
|---------------------|---------|--------|---------------|----------------|-------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 0.06 | 0.04 | 841.34 | 63 | 114 |
| Hessite | 0.01 | 0.01 | 116.06 | 2 | 2 |
| Pearceite | 0.02 | 0.01 | 296.04 | 21 | 29 |
| Freibergite | 0.04 | 0.03 | 625.51 | 111 | 186 |
| Aramayoite | 0.02 | 0.02 | 418.16 | 26 | 38 |
| Tellurium | | | | 0 | 0 |
| Tennantite | 0.06 | 0.07 | 1519.33 | 29 | 117 |
| Tetrahedrite | 0.01 | 0.02 | 332.41 | 27 | 70 |
| Enargite | 0.17 | 0.19 | 4181.07 | 14 | 46 |
| Horobetsuite | 0.04 | 0.03 | 765.30 | 8 | 66 |
| Galena | 0.87 | 0.57 | 12434.95 | 85 | 604 |
| Chalcopyrite | 0.01 | 0.02 | 347.66 | 46 | 120 |
| Sphalerite Fe>10% | 0.02 | 0.03 | 647.33 | 23 | 57 |
| Sphalerite Fe<10% | 0.02 | 0.02 | 514.64 | 7 | 10 |
| Arsenopyrite | 0.01 | 0.00 | 101.16 | 3 | 11 |
| Pyrrhotite | 0.27 | 0.29 | 6328.86 | 99 | 379 |
| Pyrite | 92.95 | 90.71 | 1991505.48 | 174 | 1120 |
| Plumbogummite | 0.08 | 0.10 | 2120.94 | 60 | 266 |
| Anglesite | 1.75 | 1.33 | 29224.36 | 23 | 156 |
| Anglesite Celestite | 0.04 | 0.05 | 1100.66 | 47 | 247 |
| Barite | 0.00 | 0.00 | 16.46 | 1 | 1 |
| Barite Sr | 0.00 | 0.00 | 20.96 | 7 | 10 |
| Alunite_group | 0.24 | 0.43 | 9486.18 | 89 | 1124 |
| Al Phosphate | | | | 0 | 0 |
| Qz Alunite Mix | 0.24 | 0.44 | 9656.98 | 64 | 1107 |
| Svanbergite | 0.10 | 0.15 | 3254.85 | 37 | 198 |
| Apatite | | | | 0 | 0 |
| Calcite | | | | 0 | 0 |
| Siderite | | | | 0 | 0 |
| Dolomite | 0.00 | 0.00 | 24.42 | 1 | 1 |
| Cassiterite | 0.01 | 0.01 | 200.94 | 6 | 15 |
| Rutile | 0.01 | 0.01 | 281.66 | 4 | 4 |
| Illite | | | | 0 | 0 |
| Kaolin_group | | | | 0 | 0 |
| Amphibole | | | | 0 | 0 |
| FeldsK Qz Mix | 0.00 | 0.00 | 6.76 | 1 | 2 |
| Titanite | 0.00 | 0.00 | 72.06 | 3 | 11 |
| Albite | 0.15 | 0.28 | 6153.21 | 23 | 83 |
| Ca Na Plagioclase | 0.00 | 0.00 | 69.46 | 1 | 17 |
| Quartz | 2.64 | 4.87 | 106864.91 | 39 | 77 |
| Zircon | | | | 0 | 0 |
| Alloys | | | | 0 | 0 |
| Others | 0.15 | 0.27 | 6034.03 | 121 | 1540 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 2195564.11 | 178 | 7828 |

| | -200 | | | | |
|---------------------|---------------|---------------|----------------|----------------|-------------|
| Mineral | Wt% | Area% | Area (micron) | Particle Count | Grain Count |
| Argentite | 4.20 | 2.63 | 221.84 | 61 | 74 |
| Hessite | | | | 0 | 0 |
| Pearceite | 0.21 | 0.16 | 13.07 | 4 | 4 |
| Freibergite | 3.69 | 2.81 | 236.93 | 17 | 17 |
| Aramayoite | 0.22 | 0.18 | 15.09 | 2 | 2 |
| Tellurium | | | | 0 | 0 |
| Tennantite | 0.78 | 0.80 | 67.12 | 5 | 6 |
| Tetrahedrite | 0.28 | 0.27 | 22.98 | 4 | 8 |
| Enargite | | | | 0 | 0 |
| Horobetsuite | | | | 0 | 0 |
| Galena | 2.97 | 1.81 | 152.41 | 11 | 18 |
| Chalcopyrite | 0.02 | 0.02 | 1.92 | 2 | 3 |
| Sphalerite Fe>10% | | | | 0 | 0 |
| Sphalerite Fe<10% | | | | 0 | 0 |
| Arsenopyrite | | | | 0 | 0 |
| Pyrrhotite | 0.18 | 0.18 | 15.39 | 5 | 9 |
| Pyrite | 71.95 | 65.83 | 5543.82 | 33 | 94 |
| Plumbogummite | 0.37 | 0.41 | 34.79 | 12 | 25 |
| Anglesite | 0.34 | 0.24 | 20.26 | 1 | 1 |
| Anglesite Celestite | 1.05 | 1.20 | 101.24 | 6 | 19 |
| Barite | | | | 0 | 0 |
| Barite Sr | 0.02 | 0.02 | 1.96 | 1 | 1 |
| Alunite_group | 2.36 | 4.01 | 337.34 | 20 | 83 |
| Al Phosphate | | | | 0 | 0 |
| Qz Alunite Mix | 3.72 | 6.31 | 530.93 | 16 | 78 |
| Svanbergite | 0.04 | 0.06 | 5.24 | 1 | 1 |
| Apatite | | | | 0 | 0 |
| Calcite | | | | 0 | 0 |
| Siderite | | | | 0 | 0 |
| Dolomite | | | | 0 | 0 |
| Cassiterite | 0.10 | 0.06 | 5.34 | 1 | 1 |
| Rutile | | | | 0 | 0 |
| Illite | | | | 0 | 0 |
| Kaolin_group | | | | 0 | 0 |
| Amphibole | | | | 0 | 0 |
| FeldsK_Qz_Mix | | | | 0 | 0 |
| Titanite | | | | 0 | 0 |
| Albite | 0.83 | 1.44 | 121.40 | 7 | 7 |
| Ca_Na_Plagioclase | | | | 0 | 0 |
| Quartz | 5.34 | 9.22 | 776.35 | 9 | 13 |
| Zircon | | | | 0 | 0 |
| Alloys | | | | 0 | 0 |
| Others | 1.32 | 2.32 | 195.38 | 16 | 120 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 8420.79 | 82 | 584 |

Anexo 9:
Porcentaje de minerales – Minerales no agrupados

El costo de producción de la Planta de Oxidos de empresa Administradora Cerro S.A.C. en el primer trimestre del año 2017 se muestra en la siguiente tabla:

| Costo de producción Planta de óxidos | Ene-Mar 2017 | Abr-Jun 2017 | Abr-Jun 2016 | Var (%) | Ene-Jun 2017 | Ene-Jun 2016 | Var (%) |
|---|-----------------|-----------------|-----------------|------------|-----------------|-----------------|-------------|
| Costo de producción (MM USD) | 6,7 | 8,8 | 8,4 | 4,7 | 15,6 | 17,3 | -10,0 |
| Costo de acarreo | 0,9 | 1,2 | 1,1 | 11,7 | 2,1 | 2,4 | -12,5 |
| Costo de Planta y otros | 5,9 | 7,6 | 7,3 | 3,7 | 13,5 | 14,9 | -9,6 |
| Costo Unitario (USD/TM) | 37,8 | 38,1 | 37,6 | 1,3 | 38,0 | 38,5 | -1,3 |
| Costo de Mina | 4,8 | 5,4 | 5,0 | 8,0 | 5,1 | 5,3 | -4,0 |
| Costo de Planta y otros | 33,0 | 32,7 | 32,7 | 0,3 | 31,9 | 33,1 | -0,8 |

Fuente: Volcan Cía. Minera

En función a su costo unitario de Enero-Junio 2017 (38 USD/TM) para un tratamiento de 2500 TMS el costo de producción diario sería de USD 95 000.00, mientras que la valorización por el concentrado obtenido luego de la lixiviación sería de USD 97 774.00 diarios (dato de Conclusiones del presente trabajo).

Por lo tanto, la utilidad diaria sería de USD 2 774.00, lo que significaría una utilidad anual de USD 1 012 510.00.

Anexo 10: Esquema Experimental

El esquema experimental que se utilizó en la tesis tiene como base al estándar del esquema para lixiviar minerales de óxido.

